

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Сибирский федеральный университет»

На правах рукописи



АЛЕКСЕЕВ РОМАН РАДИОНОВИЧ

**ИЗЫСКАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ СПОСОБОВ РЕАЛИЗАЦИИ
СИСТЕМ С ЗАКЛАДКОЙ В УСЛОВИЯХ РАЗРАБОТКИ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ НОРИЛЬСКОГО ПРОМЫШЛЕННОГО РАЙОНА**

Специальность 25.00.22 – «Геотехнология
(подземная, открытая и строительная)»

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук
старший научный сотрудник
А. Н. Анушенков

Красноярск 2022

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ.....	4
1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	9
1.1. Общая характеристика минерально-сырьевой базы Талнахского месторождения медно-никелевых руд.	9
1.2. Анализ отечественной и зарубежной практики.....	13
2. ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЕ ПО ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЦЕННЫХ РУД	54
2.1. Изыскание технических решений	54
2.2. Конструирование вариантов системы разработки для наклонных залежей	59
3. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АЗИМУТА ЗАЛОЖЕНИЯ ОЧИСТНЫХ КАМЕР НА ВЕЛИЧИНУ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ	66
3.1. Обоснование методики исследования	66
3.2. Оценка влияния азимута заложения камер на величину потерь и разубоживания	67
4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРЕДЛАГАЕМЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ	85
4.1. Сведения о применяемых системах разработки, оборудовании, применяемом в процессе добычи полезного ископаемого	85
4.2. Способ разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела ..	87
4.3. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК.	90
4.4. Способ формирования защитного слоя для камерных систем разработки	93
4.5. Технология подготовки и нарезки защитного слоя для системы разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела	95
4.6. Способ разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела под защитным слоем	99
4.7. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем	102

4.7. Разработка экономико-математической модели для определения оптимальных областей применения предлагаемых технических решений	107
4.8. Обоснование эффективной области применения предлагаемых технических решений	112
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	115
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	117
Приложения	130

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы

Перед горнорудной промышленностью стоит задача увеличения экономического потенциала страны, за счет повышения уровня производства металлов с наименьшими капитальными вложениями, используя при этом богатейший опыт в разработке и эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

Ведение подземных горных работ по добыче полезных ископаемых, является очень дорогим и опасным для человека процессом, поэтому так важно найти компромисс в соотношении безопасного ведения горных работ и получаемого экономического эффекта.

Одними из сложных, для разработки, геологических объектов являются рудные залежи. Для рудных месторождений характерны: изменчивый угол залегания рудного тела, наличие разномасштабных тектонических нарушений, морфологическая изменчивость полезного ископаемого, анизотропия физико-механических свойств руды, многообразие условий по устойчивости руд и вмещающих пород.

Высокие потери и разубоживание, прихват вмещающих пород при использовании известных вариантов систем разработки для выемки рудных залежей оставляют открытым вопрос о рассмотрении наиболее эффективного способа разработки месторождений, поэтому совершенствование технологии является актуальной научно-технической задачей такого типа, решение которой позволит увеличить производительность труда, улучшить качественные и количественные показатели извлечения, снизить себестоимость добычи, а также увеличить безопасность ведения горных работ.

Разработка месторождений, залегающих на большой глубине, сопряжена с определенными трудностями, связанными с «неудобными» углами залегания рудных тел. Широкомасштабное внедрение самоходной техники в подземное горное производство с одной стороны ведет к увеличению технологичности

горных работ и повышению их производительности, а с другой накладывает определенные ограничения к вариантам подготовки выемочных единиц, связанные с техническими возможностями самоходной техники.

Вопросам разработки технологий добычных работ с использованием самоходного оборудования, в том числе при разработке месторождений со сложными горно-геологическими условиями, посвящено достаточно много исследований, которым посвятили свои труды Д.М. Бражников, Н.Ф. Замесов, М.И. Агошков, В.Р. Именитов, М.Н. Цыгалов, О.Н. Байконуров, В.П. Волощенко, З.Р. Маланчук и другие.

Несмотря на имеющийся опыт, как показывает анализ практики разработки, далеко не во всех случаях найдены оптимальные технологии добычи, учитывающие все особенности отработки рудных залежей.

Данная работа направлена на выбор продуктивных вариантов систем разработки рудных тел и поиск конструктивных решений, обеспечивающих наилучшее соотношение между потерями, разубоживанием и экономическим эффектом.

Цель работы направлена на выбор вариантов камерных систем разработки с закладкой для отработки рудных тел и поиск конструктивных решений, обеспечивающих целесообразное соотношение между потерями, разубоживанием и получаемым экономическим эффектом, а также повышающих безопасность ведения горных работ.

Идея работы состоит в переходе на технологии добычи руд с использованием изменения азимута заложения нарезной выработки относительно подготовительной выработки в горизонтальной плоскости, для обеспечения дальнейшей отработки камеры с минимизацией потерь и разубоживания в процессе очистной выемки полезного ископаемого.

Методика исследований.

При выполнении работы применялась комплексная методика, включающая анализ результатов и обобщения опыта освоения рудных залежей на больших глубинах, технологическое моделирование, экономико-математическое

моделирование, технико-экономическую и вероятностную оценку результатов исследований и их статистическую обработку.

На основе обобщения результатов исследований, актуальности проблемы и определения основных тенденций и перспектив роста эффективности геотехнологии, определены задачи исследования:

- развитие научно-методических основ проектирования разработки рудных залежей в сложных горно-геологических условиях;
- совершенствование и обоснование параметров технологии выемки руд в сложных горно-геологических условиях;
- разработка рекомендаций по обеспечению рентабельности подземной разработки рудных залежей и оценка их экономической эффективности.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. При отработке наклонных залежей с углами залегания от 8^0 до 15^0 , наиболее эффективным является применение камерной системы разработки с закладкой, в которой азимут заложения очистных камер относительно подготовительной выработки, находится в пределах от 85^0 до 60^0 .

2. Азимут заложения очистных камер, относительно доставочного штрека, определяется таким образом, чтобы угол поворота разрезного орта в месте «засечки» соответствовал техническим возможностям погрузочно-доставочных машин и буровых установок, и рассчитывается по формуле:

$$\alpha_3 = \arcsin\left(\frac{\sin(\alpha_B)}{\tan(\alpha)}\right)$$

где α_3 - угол заложения камеры относительно доставочного штрека в горизонтальной плоскости, град.; α_B - угол наклона выработки для заезда самоходного оборудования, град.; α - угол падения залежи, град.

3. Применение наклонных камер при отработке рудных залежей снижает величину потерь на 1,5-2,0% и разубоживания на 2,0-2,5%, увеличивает прибыль с

1 тонны погашаемых балансовых запасов на 2,0-3,0 % и обеспечивает более полное заполнение выработанного пространства закладкой.

Научная новизна.

1. Установлена эффективная область применения отработки рудных залежей камерной системой разработки с закладкой и заложением камер под углом относительно подготовительной выработки.

2. Установлены зависимости величин потерь и разубоживания и прибыли с 1т погашаемых балансовых запасов от азимута заложения камер при отработке рудных залежей.

3. Предложен способ подземной разработки рудных залежей, обеспечивающий снижение затрат на подготовительные выработки, улучшение показателей использования недр и повышение прибыли с 1 тонны погашаемых балансовых запасов.

Личный вклад автора состоит в обобщении опыта отработки рудных залежей, установлении особенностей состояния геологических запасов, совершенствовании и обосновании параметров геотехнологии выемки рудного тела, составлению технологических рекомендаций по подземной разработке Норильского рудного района с оценкой их экономической эффективности, получение патента на изобретение по отработке месторождений данного типа.

Практическое значение работы заключается в том, что разработанные рекомендации по повышению эффективности отработки рудных залежей камерной системой разработки с закладкой позволяют уменьшить потери и разубоживание в процессе разработки месторождения полезных ископаемых, повысить безопасность и производительность труда при производстве горных работ.

Реализация работы: по результатам исследования выявлена возможность применения предлагаемых вариантов отработки рудных залежей в условиях Октябрьского и Талнахского месторождений, разрабатываемых ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель».

Апробация работы.

Основное содержание работы и ее отдельные положения докладывались и получили одобрение на студенческих научно-практической конференциях «Молодежь и наука» г. Красноярск в 2013-2014 годах, «Перспектив свободный» г. Красноярск в 2016-2017 годах, исследование удостоено диплома II степени всероссийского конкурса дипломных проектов в г. Санкт-Петербург в 2014 году.

Публикации.

По теме исследования опубликовано шесть печатных работ, три из которых входят в издания из перечня рекомендованных научных журналов ВАК, получен один патент РФ на изобретение, в работах отражена суть научных положений выносимых на защиту.

Объём и структура работы. Диссертационная работа изложена на 222 страницах машинописного текста, состоит из введения, 4 глав, заключения и 2 приложений. Содержит 113 библиографических источников, 85 таблиц, 71 рисунок и 162 формулы.

1. СОСТОЯНИЕ ВОПРОСА, ЦЕЛЬ И ЗАДАЧИ ИССЛЕДОВАНИЯ

На сегодняшний день существует большое количество способов отработки рудных залежей. Способы имеют более или менее сложные схемы подготовки и выемки полезного ископаемого, демонстрируя совершенно разные результаты по соотношению между потерями, разубоживанием и получаемым экономическими эффектом.

Задача повышения эффективности выемки рудных залежей решается в каждом конкретном случае отдельно. В таких условиях, как правило, каждое горное предприятие, опираясь на конкретные факторы, влияющие на разработку месторождения, имеет свой «обособленный» вариант выемки и подготовки рудного тела.

Конструирование новых вариантов систем разработки для отработки рудных тел и поиск конструктивных решений, обеспечивающих оптимальное соотношение между потерями, разубоживанием и получаемым экономическими эффектом, а также повышающих безопасность ведения горных работ, является одним из главных направлений повышения эффективности горной промышленности.

Использование универсальной методики расчёта параметров буровзрывных работ при проходке горных выработок существенно снизит время на разработку паспорта БВР и даст возможность не проводить дополнительных взрывов для уточнения его рациональных параметров.

1.1. Общая характеристика минерально-сырьевой базы Талнахского месторождения медно-никелевых руд.

Талнахское месторождение пространственно и генетически связано с Талнахским дифференцированным интрузивом. Интрузив образует четыре ветви: Северо-восточную, Юго-западную, Северо-западную и Хараелахскую, пространственное положение которых контролируется Главным швом Норильско-Хараелахского разлома.

Талнахское месторождение приурочено к Северо-восточной и Юго-западной ветвям Талнахского интрузива, которые залегают в отложениях

тунгусской серии на западном и восточном крыльях Норильско-Хараелахского разлома. Северо-восточная часть Талнахского месторождения отрабатывается шахтой «Комсомольская», южная – шахтой «Маяк», северная - шахтой «Скалистая».

Юго-западная ветвь интрузива наиболее детально разведана и изучена. Она рисуется в виде узкой линзовидной в сечении залежи, вытянутой в субмеридиональном направлении на расстояние свыше 9 км. Восточная часть её дважды смещена сбросами, в результате чего это, в общем, единое тело делится на три блока: Западный или Главный, Восточный и Промежуточный.

Северо-восточная интрузивная ветвь линейно вытянута вдоль зоны Норильско-Хараелахского разлома на его восточном крыле и прослежена в своем северном продолжении на расстояние более 20 км в виде лентовидного в плане тела шириной 800-1400 м. Интрузив полого сечет вмещающие породы, погружаясь от центральных и нижних частей разреза тунгусской серий до отложений девона.

Талнахское рудное поле, в пределах которого расположено Октябрьское месторождение, приурочено к северо-западному окончанию Сибирской платформы.

На рисунке 1 представлена схема расположения рудных полей шахт и рудников Талнахского рудного узла и характер локализации рудных тел.

Главным структурным элементом Талнахского рудного поля является зона Норильско-Хараелахского разлома, представленного на рисунке 2, которая представляет собой грабеноподобную структуру, проявившуюся серией сбросо-сдвиговых дислокаций. В зоне выделяют ряд субпараллельных швов с углами падения от 40 до 85°, из них наиболее крутым является восточное нарушение - Главный шов. Нарушения, расположенные к западу от Главного шва (система западных сбросов), имеют более пологие углы падения. Амплитуды смещений вдоль тектонических зон колеблются от 50 до 400м. Зона разлома делит всю площадь на две части - Восточную и Западную.

Для Талнахского рудного узла характерно интенсивное проявление разрывной тектоники различных порядков.

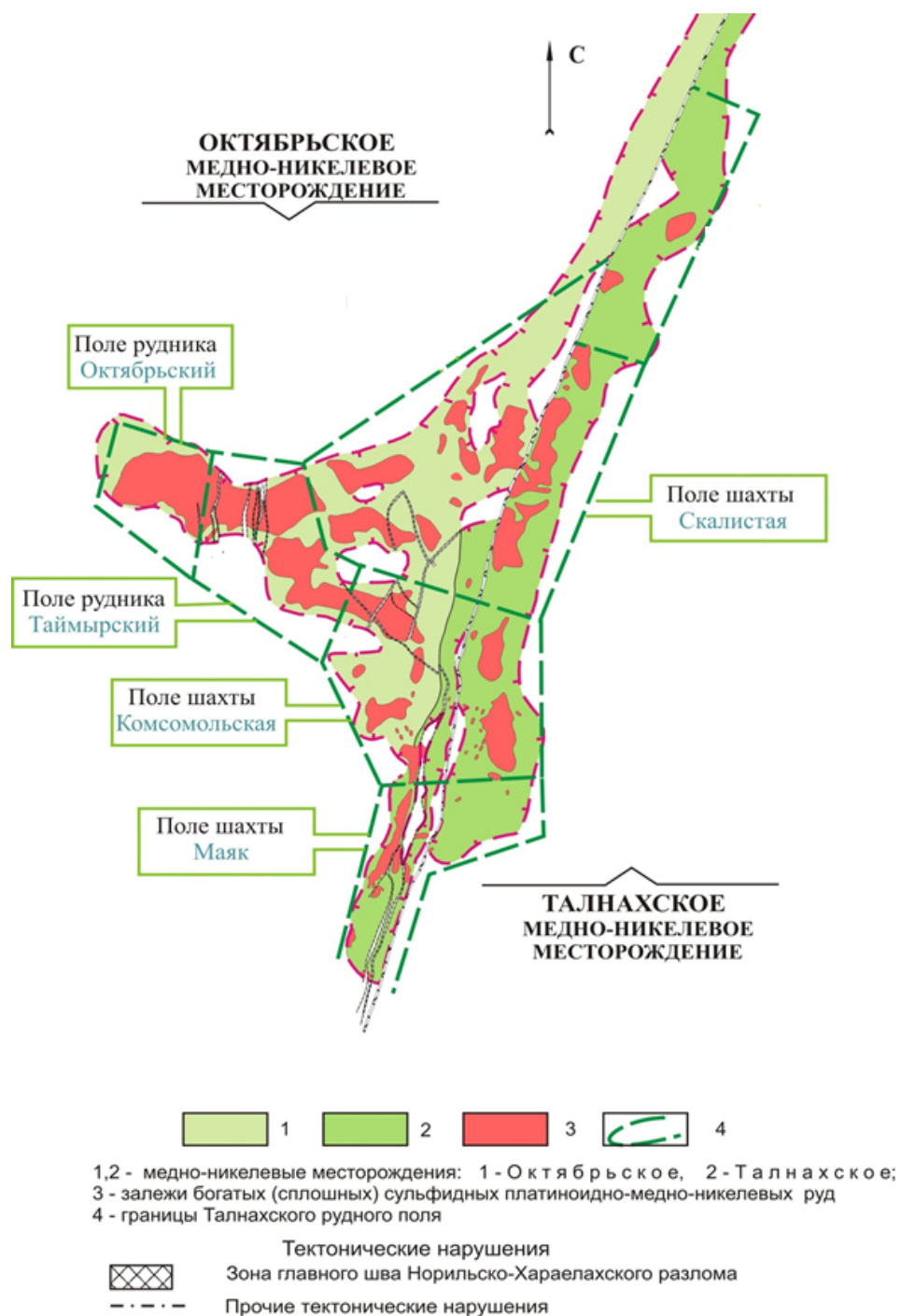


Рисунок 1 - Схема расположения рудных полей рудников и шахт Талнахского рудного узла и характер локализации рудных тел

Оруденение пространственно и генетически связано с придонной центральной частью Хараелахской ветви Талнахского рудоносного интрузива габбро-долеритов и представлены тремя промышленными типами:

- сплошные (богатые) сульфидные руды;
- вкрапленные руды и прожилково-вкрапленные в породах интрузии;
- вкрапленными и прожилково-вкрапленными в породах вмещающих интрузию, т.е. «медистые» руды.

Богатые сульфидные руды сложены двумя разновидностями: верхняя часть представлена собственно пирротиновыми рудами, нижняя часть залежи халькопирит-пирротиновыми. Сплошные руды образуют несколько пологопадающих линзо - и пластообразных залежей мощностью до 50 м.

Среднее значение коэффициента крепости по шкале М.М. Протоdjяконова составляет:

- для богатых руд 6-10 (60-100 МПа);
- для медистых руд 6-16 (60-160 МПа);
- для вкрапленных руд 5-14 (50-140 МПа).

Вмещающие породы представлены ангидритами, мергелями, гипсом, алевролитами, аргиллитами, скарнами, габбро-долеритами и другими породами. Крепость их по шкале проф. Протоdjяконова М.М. варьирует в широких пределах: от 4 до 19 (роговики по кварцево-полевым песчаникам). Объемный вес вмещающих пород – в пределах 2,95-3,1 т/м³.

Расчетные значения объемного веса, принятые в плане горных работ:

- руда балансовая богатая - 4,05 т/м³;
- руда «медистая» - 3,2 т/м³;
- руда вкрапленная - 3,05 т/м³;
- габбро-долериты безрудные - 2,95 т/м³;
- полевошпатовые породы кровли - 2,95 т/м³;
- закладочный бетон - 1,7 т/м³.

Породы в ненарушенном состоянии имеют высокую прочность $f=8-14$. По мере приближения к зонам тектонических нарушений прочностные свойства их снижаются. В целом породы обладают интенсивной тектонической

нарушенностью при трещиной пустотности в нарушенных участках в среднем 5-10%. Нарушенность сплошных руд в зоне ведения очистных работ оценивается на 60-70% как сильная, в остальной части - средняя. Устойчивость руды средняя. Зона влияния тектонического нарушения «Большой горст» характеризуется весьма сильной нарушенностью.

С глубины 700 метров руда и отдельные виды пород Талнахского рудного узла отнесены к удароопасным.

Все породы и руды в поле рудника являются газоносными, рудник отнесен к опасным по газу. Дебит газовыделения составляет 450 м³/сутки.

Наличие горючих газов (ориентировочный дебит 440 м³/сутки), связанных с угленосными отложениями тунгуской серии (интервал 20-350м) и грантолитовыми сланцами нижнего силура (глубина залегания около 2км), из которых газы могут мигрировать в вышележащую толщу.

Богатые руды в разрыхленном состоянии обладают высокой окислительной активностью, склонны к разогреву, слеживанию и самовозгоранию. Это обусловлено химической неустойчивостью рудообразующих минералов: пирротина, кубанита, халькопирита, пентландита и др. в присутствии кислорода воздуха.

Влажность руды в естественном состоянии составляет 1-4%, в отбитом состоянии – до 7%.

Температура пород колеблется от 23 до 36°, увеличиваясь с глубиной.

1.2. Анализ отечественной и зарубежной практики.

За аналоги принимаем предприятия, где применяется способ разработки месторождения со схожими горно-геологическими условиями (угол падения, устойчивость руд и пород, мощность рудного тела и т.д.).

Месторождение Салливан, рудник Салливан

Средняя мощность рудного тела 24м, максимальная 90м, угол падения от 0 до 40° в верхней части и от 20 до 45° - в нижней. Породы всячего бока

представлены устойчивыми кварцитами, лежачего бока - конгломератами. Рудный массив устойчив.

На участках с углом падения от 10 до 40° применяют камерную систему разработки с закладкой с отбойкой руды глубокими скважинами, с разделкой днища по всему лежащему боку и расположением скреперных штреков по простиранию (рисунок 2).

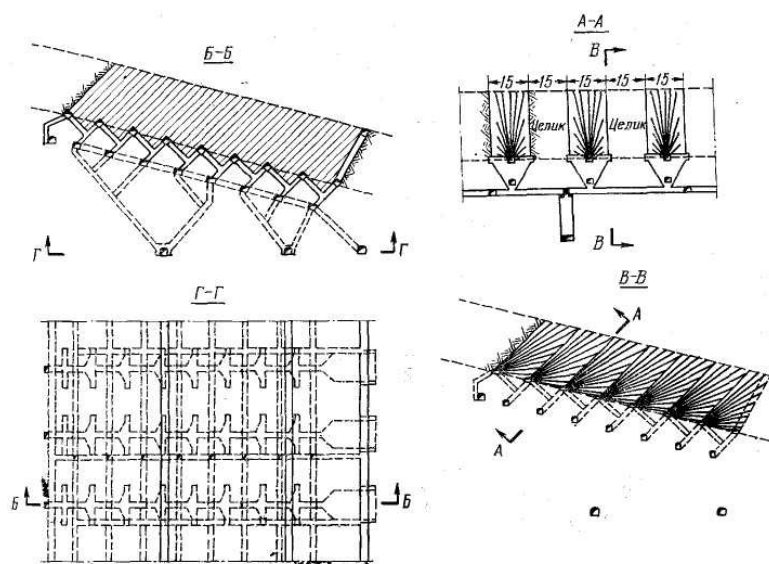


Рисунок 2 - Камерно-целиковая система разработки с закладкой.

Отбитая руда доставляется в пальцевые рудоспуски с двух сторон. Под камерой нарезают два выпускных отверстия, разделенные целиком. Из воронок проходят буровые восстающие и небольшие заходки. Взрывные скважины бурят под углом 40-50° при веерном их расположении.

Производительность труда 70 т/смену.

Для закладки пустот применяется порода из подготовительных забоев, так же на участках, где обрушение пород кровли нецелесообразно вследствие опасности воздушных ударов или других причин применяется закладка гравием с примесью глины. Для цементации закладки добавляют хвосты флотации с содержанием 5% железа и небольшого количества извести. Окисление сульфидов цементирует закладку в течение 12-18 месяцев до прочности 2530 кг/см². Порода, содержащая куски крупностью - 38 мм. с добавлением 7% железистых хвостов и 2,5% воды, цементируется приблизительно в течение шести месяцев.

Рудники «Керетти» (Финляндия) и «Циновец-Жих» (ЧССР)

Рудник «Керетти» является одним из самых старых и крупных рудников компании "Оутокумпу Ой". Его годовая производительность равна 0,47 млн. т. Длина рудного тела достигает 4 км. Мощность доходит до 40 м и составляет в среднем 8 м. Угол падения равен 15—45°. Руда содержит медь, цинк, железо, серу, золото, серебро, кобальт, никель.

В настоящее время главной системой разработки является камерно-столбовая система с искусственными целиками, применяемая при мощности рудного тела свыше 8 м. Высокая механизация работ позволяет достигнуть производительности труда забойного рабочего 160 т/смену. Применение затвердевающей закладки обеспечивает почти 100 %-ное извлечение руды при ее незначительном разубоживании. При этом выемка руды ведется с разбивкой на камеры первой и второй очередей шириной, равной соответственно 6 и 8 м (рисунок 3). Наибольшая высота отрабатываемого слоя составляет 20 м, а длина камер 50—100 м. Отработанные камеры первой очереди заполняют затвердевающей смесью. После достижения ею необходимой прочности отрабатывают камеры второй очереди и заполняют их классифицированными хвостами обогащения.

В камерах по контакту висячего бока проводят подсечные выработки с поперечным сечением, равным 6х3,5 или 8х3,5 м. Крепление кровли их производят анкерами, а при необходимости — торкретбетоном. В зависимости от мощности рудного тела проводят также рудные штреки по контакту лежащего бока. Очистные работы в камере начинают с проходки отрезного восстающего и образования отрезной щели. Отбойку руды осуществляют с помощью скважин, пробуренных с верхней подсечной выработки.

При мощности рудного тела, превышающей 20 м, отработку залежи осуществляют слоями высотой по 20 м в направлении снизу вверх.

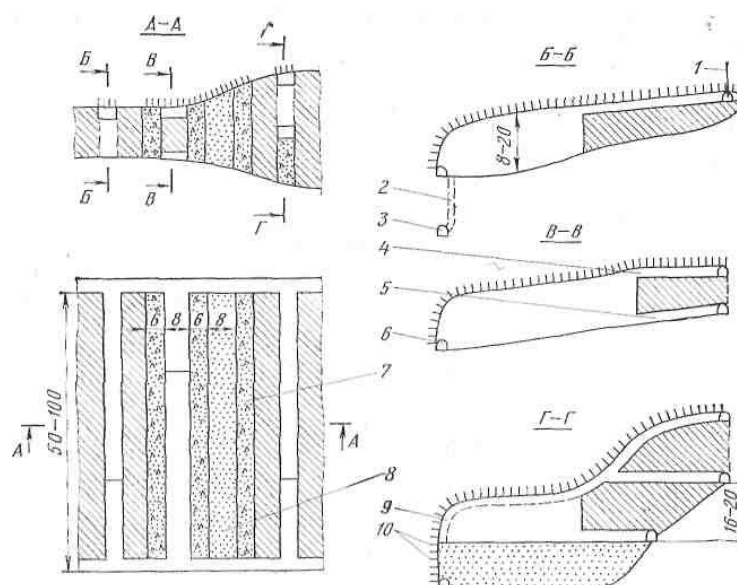


Рисунок 3 - Камерно-столбовая система разработки с последующей закладкой выработанного пространства на руднике Керетти (Финляндия): 1— вентиляционный штрек; 2— рудоспуск; 3— откаточный горизонт; 4 и 5 —соответственно верхняя и нижняя подсечки; 6 — доставочная выработка; 7 и 8— соответственно закладочный массив в первичной и вторичной камерах; 9 — отрезной восстающий; 10 — анкерная крепь.

Нарезные выработки камер первой очереди проводят с использованием самоходных трех стреловых бурильных установок "Там-рок Параматик", а штреки камер второй очереди — двустрельными бурильными установками "Параматик".

При очистной выемке бурение вертикальных скважин диаметром 51 мм по сетке 1,5х1,5 или 2х2м производят бурильными установками на гусеничном ходу. В качестве ВВ используется смесь АС - ДТ. В камерах первой очереди используют гладкостенное взрывание с помощью смеси АС - ДТ, ослабленной кусочками полистирола в соотношении 1:1.

Взрывание скважинных зарядов осуществляется с центрального пункта, расположенного в помещении для отдыха на горизонте 285м, оборудованного конденсаторной взрывной машинкой и контрольными приборами для измерения сопротивления цепи.

ПДМ с емкостью ковша 3,8 - 6 м³ доставляют отбитую руду в рудоспуски, откуда состав вагонеток транспортирует ее по откаточному штреку к дробилке.

Рудоспуски размещены так, что максимальное расстояние доставки составляют 200м.

Производительность труда забойного рабочего при камерно-столбовой системе разработки с искусственными целиками на руднике «Керетти» достигла 39,7 т/смену.

Аналогичная система разработки применяется для отработки пологозалегающего месторождения на чешском руднике «Циновец-Жих». Месторождение залегает на глубине 250м. Разработка ведется камерами шириной 6м и высотой 20м. Ширина междукамерных целиков составляет 8м.

Месторождение Талнахское, рудник «Комсомольский»

Талнахское месторождение полиметаллических руд связано с крупной дифференцированной интрузией габбро-долеритов. Пологопадающие рудные тела залегают на глубинах 110-1600 м. Требование первоочередной разработки высоко ценных сплошных руд с минимальными потерями и необходимость сохранения других типов руд для последующей выемки, а также сложные геологические и гидрогеологические условия предопределили управление горным давлением полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. На глубине свыше 500 м очистную выемку ведут в основном вариантами сплошной слоевой системы разработки. На руднике Комсомольский испытывалась камерно-слоевая система разработки (рисунок 4).

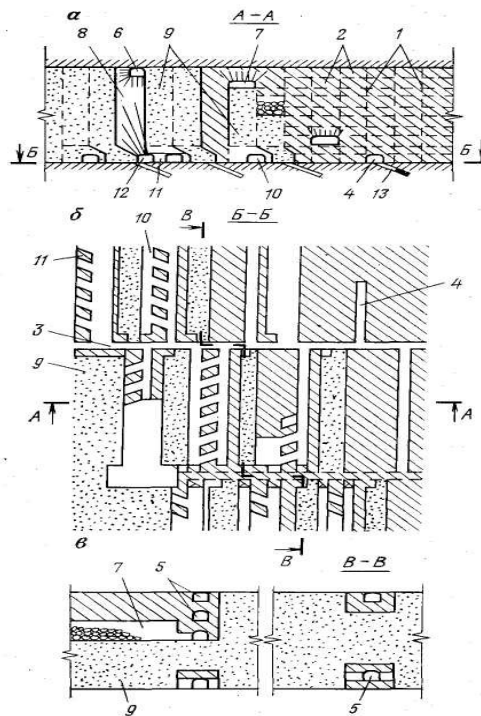


Рисунок 4 - Вариант камерно-слоевой системы разработки с твердеющей закладкой:

а - разрез по оси панели; *б* - план рудного тела (по почве); *в* - разрез по ширине панели; 1 - границы между очистными лентами; 2 - слои; штреки: 3 - транспортный, 4 - разрезной, 5 - слоевые, 6 - вентиляционный; 7 - свободное технологическое пространство; 8 - целик-камера; 9 - твердеющая закладка; 10 - транспортно-до-ставочный штрек; 11 - целик между заездами в камеру; 12 - буровой штрек; 13 - шпур с зарядом ВВ для разуплотнения почвы под целиком.

Залежь сплошных руд в пределах экспериментального участка имеет мощность 20-29м. и залегает под углом 5-14°. Кровля сплошных руд представлена; преимущественно габбро-долеритами слабой и средней нарушенности, почва - известняками или роговиками средней и сильной нарушенности.

Ширина лент и временного целика - 8м, подготовка панельная. Для обеспечения доступа самоходного оборудования в забой при отработке временного целика нижние и верхние слоевые выработки сохраняют в панельном целике, запасы которого предусмотрено извлекать посекционно с отставанием от основного фронта очистных работ.

Слои высотой 3,5-4м отбивали потолкоуступным забоем, крутонаклонными восходящими шпурами.

Для отработки временных целиков в них проходят буровой (у почвы) и вентиляционный (у кровли) штреки. Веерные комплекты скважин диаметром 56 мм. бурят установкой "Симба-312". Линия наименьшего сопротивления составляла 1,3м, расстояние между концами скважин 1,6м, удельный расход ВВ на отбойку 1,7 кг/м³, выход руды с 1 м скважины 1,35м³. За один взрыв отбивали 3-5 тыс. т. руды, что обеспечивало работу погрузочно-транспортной машины в течение 6-10 смен.

Достаточно полного выпуска горной массы удалось добиться в результате оставления в днище камеры рудных откосов, которые в последующих секциях были заменены искусственными. Искусственный откос формировали в процессе опережающей отработки соседней ленты за счет расширения двух нижних слоев в границах целика и последующей их закладки твердеющей смесью.

Отбитую горную массу из камеры доставляют через погрузочные заезды и транспортные штреки к рудоспуску. Транспортные штреки проходят во временно оставляемом рудном слое соседней ленты. Кровлей транспортных штреков и заездов в камерах первых двух секций служила неармированная закладка, которая местами разрушалась.

Для заполнения выработанного пространства широко использовалась разнопрочная закладка. Так, первый слой над целиком с транспортным штреком заполнялся закладкой прочностью 6 МПа, ¹остальное выработанное пространство спаренных лент — закладкой прочностью 2 МПа; выработанное пространство после выемки временного целика заполнялось закладкой прочностью 1-1,5 МПа.

Основные технико-экономические показатели: производительность фланга панели - 187% относительно слоевой системы; объем подготовительно-нарезных работ на 1000 т. добытой руды - 58 м³; трудоемкость работ на 1000 т. по забойной группе рабочих 39,3 т/чел.-смену.

Северо-Уральский бокситовый рудник

Сложность разработки месторождения СУБР определяется гидрогеологическими и горнотехническими условиями, не имеющими аналогов в отечественной практике. Высокая обводненность, резко изменяющаяся мощность рудных тел по падению и простиранию, наличие безрудных участков, тектонические нарушения, местами неустойчивая кровля предопределяют разработку месторождения с закладкой выработанного пространства.

Поэтому при переходе на глубокие горизонты сделана ориентация на применение камерно-целиковой системы разработки с твердеющей закладкой со сплошным порядком выемки вместо камерно-столбовой системы, широко распространенной в начальный период эксплуатации месторождения.

При выемке залежей мощностью до 6-8 м и с углом падения 25-30° возможен вариант камерно-целиковой системы с мелкошпуровой отбойкой и скреперной доставкой руды (рисунок 5).

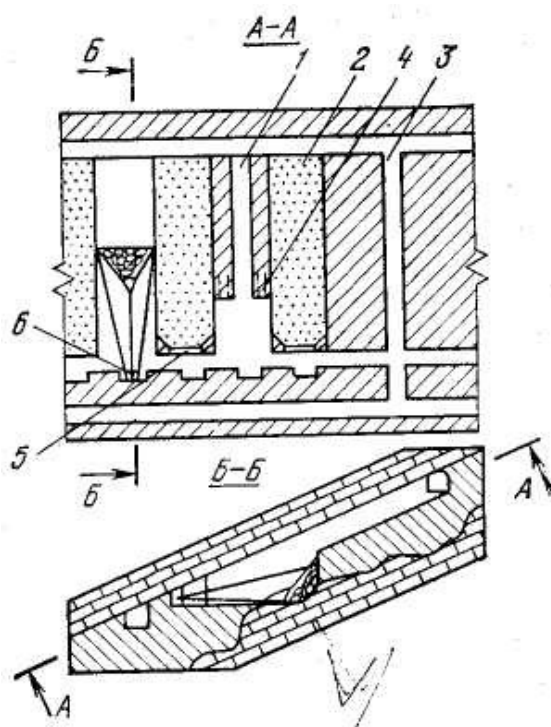


Рисунок 5 - Камерно-целиковая система разработки с закладкой на СУБР: 1 - восстающий; 2 - закладка; 3 - блоковый восстающий; 4 - шпур; 5 - перемычка; 6 - скреперная установка.

Залежь разделяется на камеры первой и второй очереди шириной 6-9м в зависимости от устойчивости кровли. Сначала проходится восстающий и производится выемка подсечного слоя первичных камер высотой 2,5м. Кровля закрепляется штангами длиной по 1,8м, устанавливаемыми по сетке 1х1м. Отбитая руда скреперуется в доставочный штрек и затем транспортируется другой скреперной установкой, либо пневматическими ПДМ.

Затем приступают к выемке оставшейся части руды. После полной выемки первичных камер устанавливаются деревянные перемычки, и выработанное пространство заполняется с верхнего горизонта твердеющей закладкой прочностью (через три месяца) от 3,5-4 до 5-6 МПа.

Аналогичным образом отрабатываются камеры второй очереди, причем здесь очистное пространство не закладывается.

Залежи разбиваются на панели длиной 120-180м и подготавливаются двумя полевыми штреками, пройденными в 6м друг от друга по высоте.

Закладочная смесь состоит из молотых титаномагнетитовых или никелевых шлаков с добавкой цемента, известнякового щебня крупностью менее 20 мм и воды.

Производительность труда забойного рабочего по системе составляет 25-27 тонн руды в смену.

Месторождение медно-никелевое Талнахское, рудник «Маяк»

Талнахское месторождение полиметаллических руд связано с крупной дифференцированной интрузией габбро-долеритов. Пологопадающие рудные тела залегают на глубинах 110-1600м. Требование первоочередной разработки высоко ценных сплошных руд с минимальными потерями и необходимость сохранения других типов руд для последующей выемки, а также сложные геологические и гидрогеологические условия предопределили управление горным давлением полной закладкой выработанного пространства твердеющими смесями. На глубине свыше 500м очистную выемку ведут в основном вариантами сплошной слоевой системы разработки.

Для отработки участков месторождения в поле рудника Маяк применяется камерно-целиковая система с последующей закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Очистная выемка ведется панелями шириной 40-45м. в зависимости от принятых размеров панельного целика (15-20м). Ширина камер и междукamerных целиков составляет 8м. Очистное пространство при отработке камер поддерживается временно оставляемыми рудными целиками. Ко времени выемки целиков выработанное очистное пространство камер заполняется твердеющей смесью. Кровля очистных камер поддерживается железобетонными штангами в комбинации с набрызгбетоном.

За время эксплуатации месторождения на руднике «Маяк» было испытано 9 вариантов камерно-целиковой системы. Наиболее эффективным для условий рудника «Маяк» оказался вариант камерно-целиковой системы с предварительным сооружением бетонного днища. Начиная с 1970 г. этот вариант применяется для выемки панелей мощностью 20-40м. В 1973 г. на руднике «Маяк» удельный вес добычи руды вариантом с бетонным (искусственным) днищем составил 20%, с рудным днищем - 40% и вариантом с рудными откосами - 40%.

На рисунке 6 приведен вариант отработки междукamerных целиков с образованием рудной траншеи.

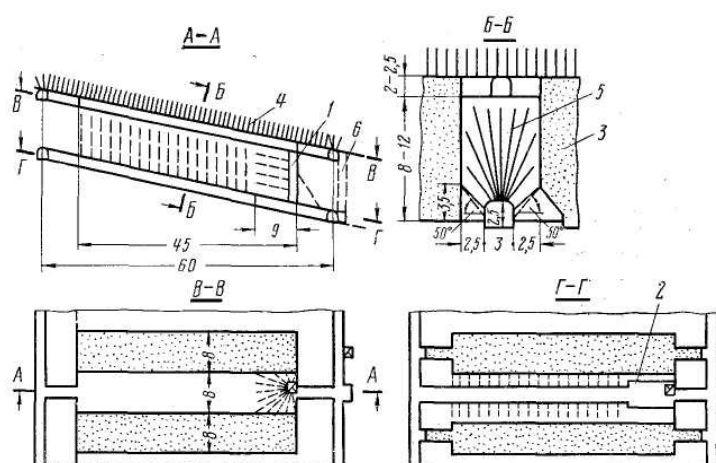


Рисунок 6 - Вариант отработки междукamerных целиков с образованием рудной траншеи:

1 - отрезной восстающий; 2 - подсечка отрезной щели; 3 - закладка; 4 - железобетонные штанги; 5 - веер скважин; 6 - ходовой восстающий.

На рисунке 7 вариант камерно-целиковой системы с отбойкой руды из подэтажных выработок на искусственное днище.

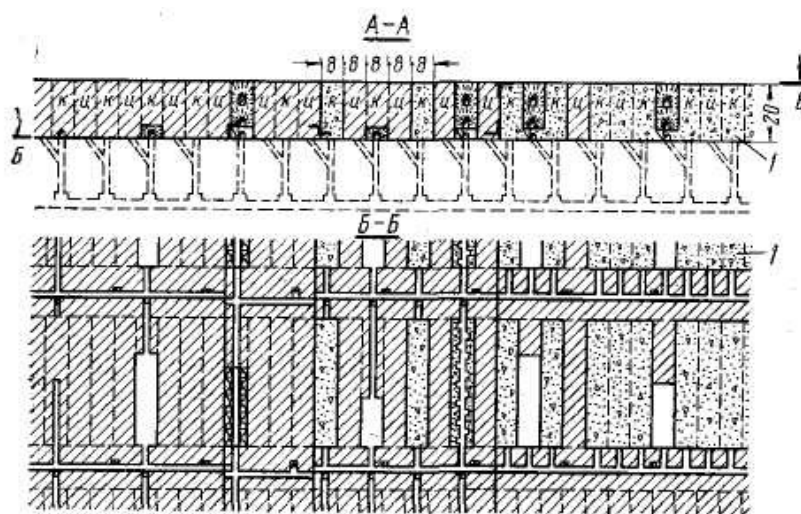


Рисунок 7 - Вариант камерно-целиковой системы с отбойкой руды из подэтажных выработок на искусственное днище: 1 - твердеющая закладка; к - камера; ц – целик.

На основании проведенных, на комбинате исследований и технико-экономических расчетов был выбран состав закладочной смеси при следующем расходе материалов на 1 м³: вяжущее - 600кг, в том числе цемент М-300-100-120кг, ангидрит молотый – 180 - 220кг, гранулированный шлак рудно-термических печей никелевого завода – 280 - 320кг; заполнитель – 1380 - 1400кг, в том числе искусственный песок крупностью 0-5мм - 800кг, щебень крупностью 5-30 мм - 600кг.

Месторождение Миргалимсайское, рудник «Глубокий»

Залегание рудного тела наклонное. Мощность изменяется от 3 до 12 м. Устойчивость руды и пород средняя.

Для отработки месторождения применяется система разработки с доставкой руды силой взрыва и закладкой выработанного пространства (рисунок 8).

Из транспортного штрека под каждую панель проходят погрузочный заезд площадью сечения 16-20 м² до пород лежащего бока. Проходка бурового штрека, наклонных выработок и транспортного штрека может вестись одновременно. Погрузочный заезд полным сечением сбивается с

буровым штреком и наклонным восстающим, что исключает необходимость образования выпускных дучек.

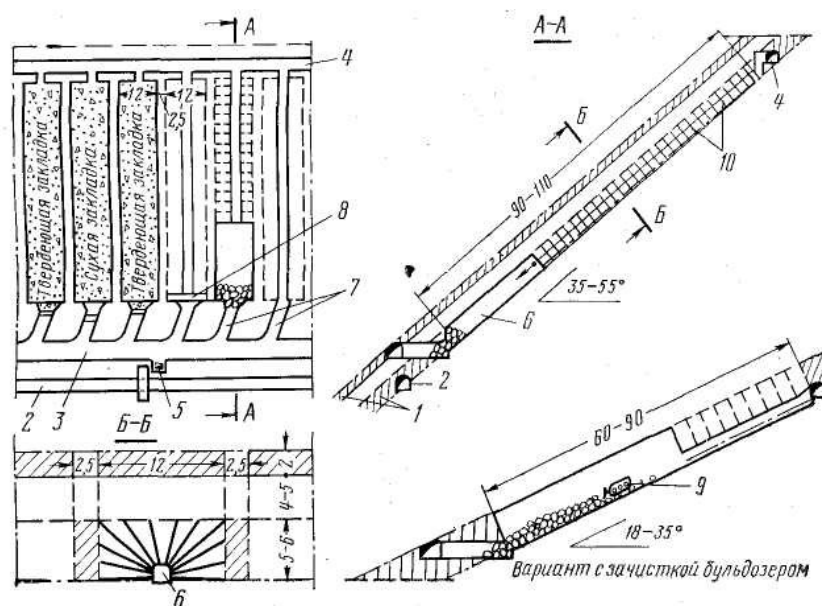


Рисунок 8 - Система разработки с доставкой руды силой взрыва: 1 - рудная залежь; 2 - откаточный штрек; 3 - транспортный штрек; 4 - вентиляционный штрек; 5 - рудоспуск; 6 - буровой восстающий; 7 - погрузочные заезды; 8 - подсечка; 9 - бульдозер БПДУ-2; 10 - веера глубоких скважин.

После разбуривания запасов панели и оформления компенсационного пространства руда отбивается и попадает при этом непосредственно в погрузочный заезд, откуда дизельными погрузочно-доставочными машинами доставляется в блоковый рудоспуск. Преимущества такого способа подготовки заключаются в том, что в работе могут находиться несколько панелей, расположенных недалеко друг от друга, что позволяет повысить коэффициент использования самоходного оборудования как по времени, так и по мощности. Среднемесячная производительность труда машиниста погрузочной машины составляет 310 т/смену.

Веерные скважины при системе разработки с доставкой руды силой взрыва бурят станком БСМ-1 конструкции комбината Ачполиметалл. Диаметр скважины - 56 мм, глубина до 20 м, л. н. с. Веера - 1,7м, расстояние между концами скважин в веере 1,7 - 2м, выход руды с 1 м скважины - 5 т.

Производительность труда рабочих забойной группы повысилась до 43 - 47 т/чел-смену.

В соответствии с разработанной технологией отработанные камеры первой очереди будут закладываться твердеющей закладкой. После достижения закладкой нормативной прочности отрабатываются камеры второй очереди с оставлением целиков шириной 2,5м. Камеры второй очереди подлежат закладке сухой породой.

Для снижения потерь полезного ископаемого, улучшения условий труда, снижения разубоживания до минимума комбинатом разработан вариант системы разработки наклонных залежей, разделенных безрудным прослоем, с закладкой выработанного пространства, внедренный в Центральном геологическом блоке рудника «Глубокий» (рисунок 9).

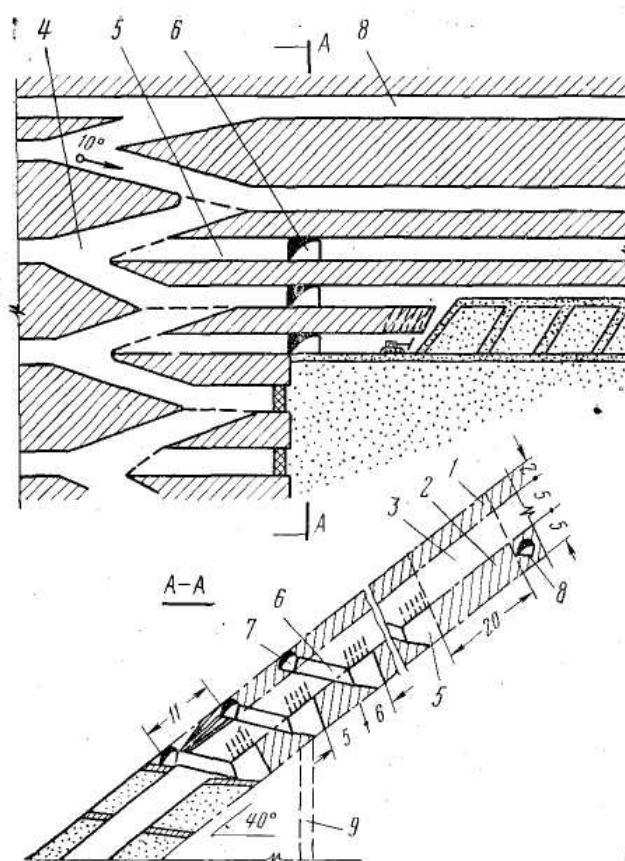


Рисунок 9 - Система отработки наклонных залежей средней мощности, разделенных безрудным прослоем: 1 - параллельная залежь; 2 - основная залежь; 3 - безрудный прослой; 4 - транспортный уклон; 5 - панельная камера; 6 - орт-заезд; 7 - буровой штрек; 8 - откаточная выработка; 9 – рудоспуск.

Сущность системы заключается в применении комбинированной двухстадийной выемки запасов Основной залежи с применением самоходного оборудования и одностадийной выемки запасов Параллельной залежи с использованием переносного оборудования. При этом очистные работы первой стадии ведутся без закладки выработанного пространства, а второй стадии (с отработкой Параллельной залежи) - с полной закладкой.

Подготовка запасов заключается в проходке диагонального транспортного уклона сечением 16-20 м² на всю высоту этажа как сверху вниз, так и снизу вверх с углом наклона 8-10°. Нарезка осуществляется из транспортного уклона путем создания съездов на панельные камеры по контакту с лежащим боком Основной залежи в обе стороны от уклона.

Из панельной камеры через каждые 80-100 м засекаются в сторону Параллельной залежи орты-заезды, а на контакте с висячим боком орты- заезды соединяются буровым штреком, пройденным по Параллельной залежи.

При применении варианта системы разработки наклонных залежей с закладкой используется следующее оборудование: погрузочно-доставочные машины СТ-5А, ДК-2.8Д, буровые установки СБУ-2м, «Параматик»; скреперные лебедки 55ЛС; перфораторы ПР-30К.

Технико-экономические показатели системы: производительность на доставке руды самоходными машинами, 280-300 т/смену; производительность отбойки руды 180-200 т/смену; производительность труда при проведении транспортного уклона 15-17 м³/чел-смену; потери руды 10 %; разубоживание руды 8-10 %.

***Месторождение Заполярное, рудник «Каула-Котсельваара» комбината
Печенганикель***

Отработка запасов рудника Каула-Котсельваара характеризуется сложными горно-геологическими условиями залегания рудных тел. Руды и породы вязкие, достаточно устойчивые. Коэффициент крепости руды по Протодяконову 8-12, пород 10-14.

Для отработки пологозалегающих и наклонных рудных тел разработана камерная система со взрыводоставкой руды по простиранию рудного тела в выпускную траншею, пройденную в породах лежачего бока под рудным телом (рисунок 10) и применением самоходного оборудования.

Система предусматривает разделение шахтного поля на этажи высотой 30-50 м, а по простиранию на блоки, для подготовки которых проводят полевые (1) и рудные (2) штреки, соединяемые между собой у каждого блока ортами (3). Из сбойки (4) под углом, позволяющим вести доставку руды на транспортный горизонт под действием собственного веса.

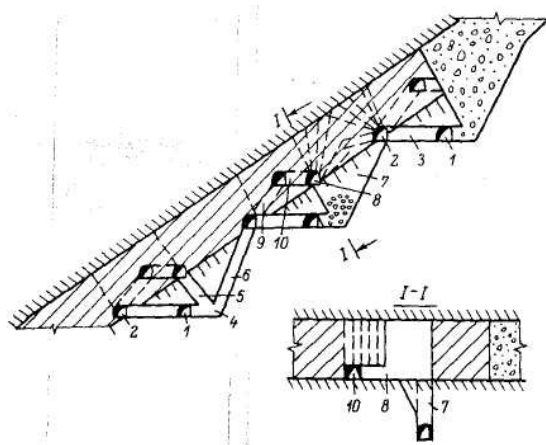


Рисунок 10 - Камерная система разработки со взрыводоставкой руды в выпускную траншею для выемки ценных руд.

На границе блока в сторону рудного тела и на вышележащий горизонт проводятся полевые восстающие (5) и (6), из которых взрыванием скважинных зарядов образуют выпускную траншею (7) ограниченной ширины по верху (3-5 м) и по низу (3 м), вскрывающую запасы каждого блока со стороны лежачего бока. Породу от проходки горных выработок и траншеи размещают в выработанном пространстве ранее отработанных блоков в смеси с твердеющей закладкой.

Отбойку камерных запасов блока производят из буровых штреков 2 и 8, соединяемых съездами 9 и сбоями 10 для передвижения самоходного оборудования с последующей взрыводоставкой руды по простиранию в выпускную траншею, по которой она поступает на выпускную траншею.

Длина блока определяется, исходя из устойчивости пород висячего бока и дальности взрывной доставки руды в выпускную траншею.

***Месторождение Заполярное, рудник «Северный» комбината
Печенганикель***

Месторождение «Заполярное», отработка которого ведется рудником «Северный» комбината Печенганикель, залегает в восточной части Печенгского никеленосного района. Рудное тело месторождения представлено пастообразной залежью оруденелых серпентинитов и брекчии мощностью от долей метра до 45 м в раздувах с углом падения 35 - 65 °, в среднем 55 °.

Руды и породы вязкие, достаточно устойчивые. Коэффициент крепости руды по Протодяконову 8-12, пород 10-14.

Месторождение отрабатывается по проекту института Гипроникель. Предусмотрены использование дизельного самоходного оборудования на всех производственных процессах и заполнение выработанного пространства твердеющей закладкой.

Месторождение отрабатывают системой подэтажных штреков при мощности рудного тела более 3 м (рисунок 11). Параметры блока: высота 60 м, длина 40 м, ширина блока равна мощности рудного тела.

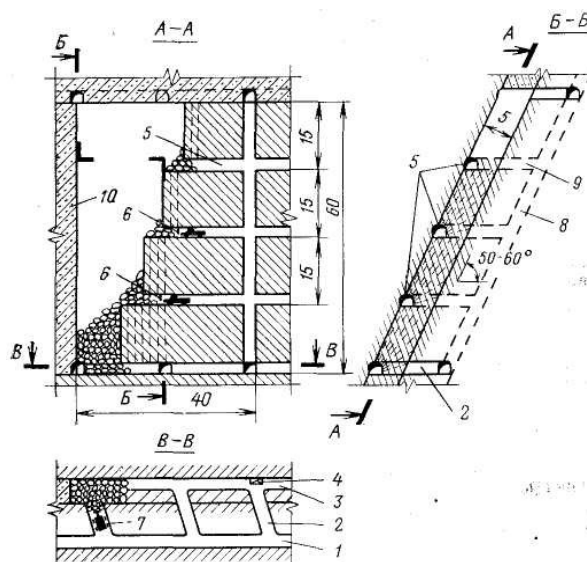


Рисунок 11 - Система разработки подэтажными штреками: 1 - полевой этажный штрек; 2 - погрузочный орт; 3 - рудный штрек; 4 - блоковый восстающий; 5 - подэтажный штрек; 6 - самоходная бурильная установка; 7 - погрузочно-доставочная машина; 8 - наклонный съезд; 9 - заезд на подэтаж; 10 - блок, заполненный твердеющей закладкой.

Подготовка шахтного поля осуществляется этажами высотой 60м. с разделением на подэтажи через 15м. Для вскрытия и подготовки нового этажа в первую очередь углубляют уклоны. Из них до границ залежи проходят рудный и полевой этажные штреки, с полевого штрека на вышележащий горизонт - выработки проветривания, а с действующего этажа на нижележащий - вспомогательный наклонный съезд. Подготовку запасов этажа ведут по всему простиранию рудного тела, а не отдельными блоками, что создает наиболее благоприятные условия для использования самоходного оборудования на проходческих работах.

Руду в камерах отбивают веерными комплектами скважин диаметром 56 и 65 мм, которые бурят из подэтажных штреков самоходными бурильными установками АТ-1, ДУО-20 и ДУО-ТГ-5. Расстояние между веерами скважин принимается равным 1,2-1,6 м, между концами скважин оно составляет 1,5 м. Скважины заряжают с помощью пневмозарядчиков ЗМБС-2 гранулитом АС-8. Удельный расход ВВ на отбойку руды составляет 1,2 кг/м³. Выход руды с 1 м скважин 1,3 - 1,6 м³.

При обеих системах разработки горизонт выпуска выполняется в виде плоского днища. Отбитую руду отгружают из блоков погрузочно-доставочными машинами ЛФ-7,2, ЛФ-12 и ПД-8 через погрузочные орты площадью сечения 11,2 м², расположенные через 20м. В непосредственной близости от очистного блока на полевом штреке руду погрузочно-доставочной машиной грузят в автосамосвалы, которые доставляют ее на поверхность.

При отгрузке руды из блока погрузочно-доставочной машиной ЛФ-12 производительность автосамосвала МоАЗ-6401-9585 составляет 29,8 м³/смену, 45-тонного автосамосвала- 52,1 м³/смену при расстоянии транспортирования 3 км.

По окончании отработки блока его закладывают твердеющей смесью и приступают к отработке вторичных блоков. Для закладки применяется твердеющая смесь следующего состава: вяжущее - портландцемент М300 (165

кг/м³), молотый медно-никелевый шлак (680 кг/м³); заполнитель - местный песок (1180 кг/м³), вода (400 л/м³). Объемная масса такой смеси 2,4 т/м³, подвижность 12-14 см, прочность на сжатие 1,5-1,9 МПа.

Дегтярское медноколчедановое месторождение, рудник «Дегтярский»

Месторождение мощное крутопадающее. Руды и вмещающие породы Дегтярского колчеданного месторождения в основном устойчивы, крепость их 8-12 по Протодяконову. В рудном теле встречаются прослойки порфиритовых пород, склонных к обрушениям и осыпанию.

Применяется этажно-камерная система разработки с упрочненной закладкой. Параметры камер: длина - 40м, ширина первичных камер – 10-20м, вторичных - 22м, высота этажа - 60м, толщина рудной потолочины – 12-20м. Рудный массив разбуривают станками НКР-100М из буровых заходок. На выпуске руды используют вибромеханизмы. Подготовка блоков состоит в проведении откаточных штреков в породах лежачего и висячего боков, которые соединяются кольцевыми ортами (рисунок 12).

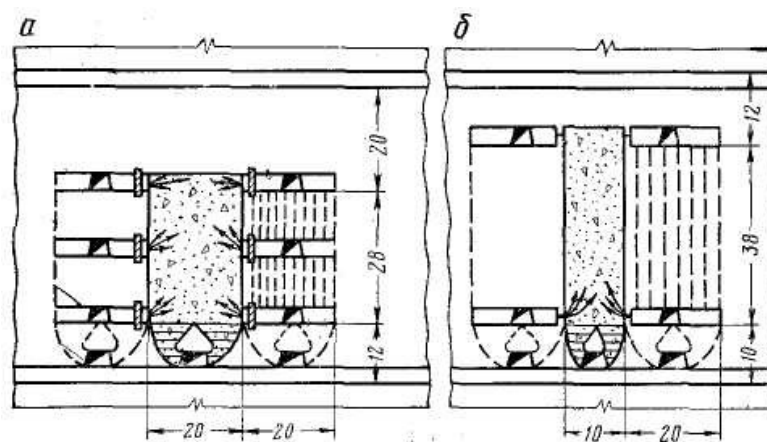


Рисунок 12 - Этажно-камерная система разработки с упрочненной закладкой. а - вариант упрочнения закладки из шести пунктов с установкой дерево-бетонных перемычек; б - вариант упрочнения закладки из двух пунктов с оставлением рудных перемычек.

Для применения камерной выемки в блоках с сыпучими прослойками порфиритовых пород испытали две конструкции искусственных потолочин: в виде слабоармированного бетонного свода и шатрового типа, возводимые по методу

безопалубочного раздельного бетонирования. Технологически более совершенны потолочины второго типа.

Основные особенности горных работ под искусственными потолочинами заключаются:

в обработке непосредственно под искусственной кровлей сплошного слоя руды высотой 3 м (рисунок 13) для контроля за состоянием бетона и создания амортизирующего навала руды;

в размещении бурового горизонта на 6-8 м ниже потолочины для отбойки верхней части рудного массива с наибольшими замедлениями с целью уменьшения воздействия взрывов на бетон потолочины. За один прием одновременно взрывали не более 9,8 т ВВ.

Благодаря выемке вторичных камер и камер под искусственной кровлей на руднике эффективными методами досрочно добыли 400 тыс. т руды с повышенным содержанием полезных компонентов и значительной экономией денежных средств.

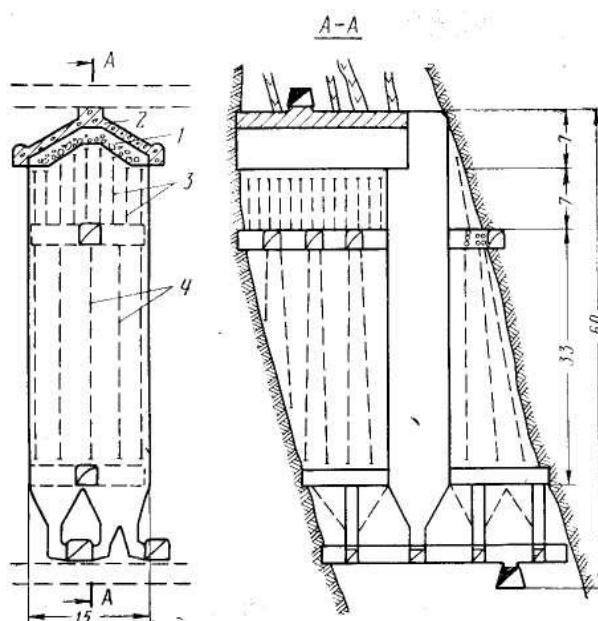


Рисунок 13 - Отработка камеры под искусственной потолочиной: 1 - амортизирующий слой из отбитой руды; 2 - бетонная потолочина; 3 - скважины диаметром 70 мм; 4 - скважины диаметром 105 мм.

Интенсивность отработки камер составляет 13-14 тыс.т в месяц. Производительность труда ГРОЗа 50 т/чел-смену, потери 5%, разубоживание: общее 7,5%, от закладки 3%. Для закладки используется порода, получаемая при проведении выработок и перепускаемую из ранее заложенных камер. Порода укрепляют вяжущими растворами. При использовании породы, получаемой в процессе проходческих работ, объем пустот составлял 30-35%, а в породе, перепущенной с верхних горизонтов, - 15-20%.

Вяжущий раствор, полученный в лабораторных условиях, состоял из цемента, шлака и воды в весовых соотношениях 1:1,6:2,4. Для уменьшения расхода цемента добавляют песчаные глины, что улучшает пластифицирующие и как следствие этого транспортабельные свойства тампонажной смеси с весовым соотношением частей Ц : Ш : Г : В = 1 : 2,2 : 0,5 : 3,3. Кубиковая прочность проинъецированных пород на сжатие составляет 24-26 кгс/см².

Месторождение Брокен-Хилл, рудник «Блек-Маунтин»

Месторождение Брокен-Хилл представлено двумя рудными телами. Длина залежи по простиранию около 1600 м. Западная часть залежи выходит на поверхность, восточная имеет глубину залегания около 700 м. Угол падения рудных тел изменяется от примерно 55° почти до нуля в нижней части месторождения на восточном фланге. Мощность рудного тела вкрест простирания колеблется от 5-10 м, возможно, до 70-80 м на участках с пологим залеганием.

Область, отрабатываемая камерно-целиковой системой с отбойкой глубокими скважинами, разделена на камеры размер каждой из которых по простиранию залежи 28 м, и целики, размер которых по простиранию может быть 10, 20 и 28 м. После отработки и закладки камер целики в свою очередь будут извлечены, а образовавшиеся пустоты заполнены закладкой. Горизонты располагаются на расстоянии 35 м один от другого по вертикали. На уровне горизонтов параллельно рудному телу пройдены полевые штреки в лежащем боку на расстоянии около 20 м от рудного тела. К рудному телу, на площади расположения целиков проходят подъездные орты. В рудном теле над небольшими надштрековыми целиками через каждые 6 м проходят буровые

штреки. В восточном и западном борту каждой камеры проходят отрезной орт и подъездной орт соответственно. На нижнем, выпускном, горизонте проходят по два выпускных орта на каждую камеру и сбивают их соединительным штреком. На границе с междукamerным целиком по контуру руды с породами лежащего бока бурят с горизонта на горизонт разрезной восстающий диаметром 1,8 м (рисунок 14).

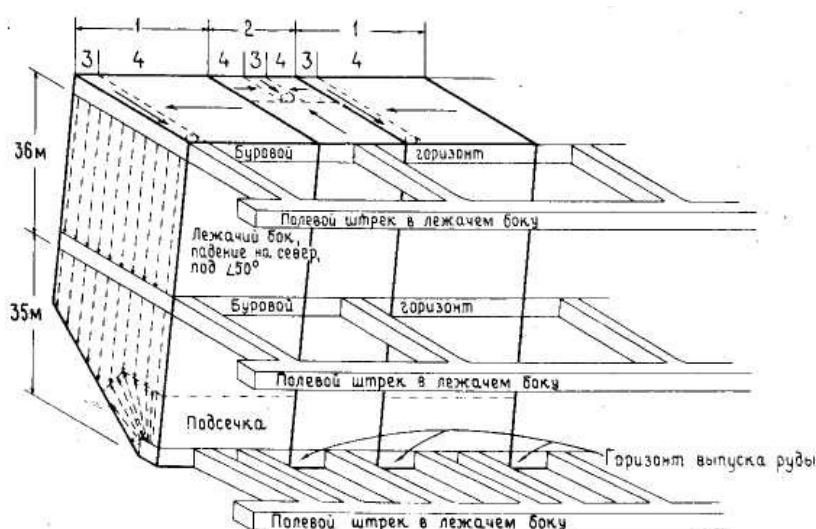


Рисунок 14 - Этажно-камерная система разработки с закладкой. 1 - камера; 2 - целик; 3 - отрезная щель; 4 - веера глубоких скважин.

Глубокие скважины диаметром 165 мм и длиной до 45 м бурят с горизонта на горизонт по падению камеры. Из бурового орта бурят три ряда скважин с расстоянием между рядами 3 м и расстоянием между скважинами в ряду 1,5 м. В остальной части камеры ряды скважин бурят через 3 м при расстоянии между скважинами в ряду 4,6 м. На подсечке бурят веера глубоких скважин диаметром 51 мм. Скважины диаметра 165 мм бурят с помощью самоходных пневмоударников на гусеничном ходу.

Требуемая прочность закладки (700 КПа) относительно мала по сравнению с прочностью, например, обыкновенных цементных растворов (21 МПа).

Применяются следующие закладочные материалов:

- дюнный песок;
- неклассифицированные хвосты обогащения (+38 мкм);
- классифицированные хвосты и дюнный песок в пропорции 1:1;

- классифицированные хвосты и дюнный песок в пропорции 3:1;
- неклассифицированные хвосты без магнетита;
- неклассифицированные хвосты и дюнный песок в пропорции 1:1.

Тишинское полиметаллическое месторождение, рудник «Тишинский»

Тишинское месторождение характеризуется сложными горно-геологическими и горнотехническими условиями. Оно представлено крутопадающими рудными телами мощностью от 1,5 до 60 м со значительной тектонической нарушенностью в виде разрывов, зон смятия и дробления; все типы руд и пород трещиноваты и рассланцованы, породы склонны к слеживанию. Руды и породы различной устойчивости и крепости ($f = 4-16$). Месторождение отнесено к удароопасным.

Сложные условия определили необходимость применения различных вариантов камерной и слоевой систем разработки с закладкой при отработке основных запасов месторождения.

На Тишинском руднике применяются варианты системы с твердеющей закладкой и использованием самоходного оборудования: подэтажно-камерная и вертикальными прирезками.

Подэтажно-камерная система разработки (рисунок 15) применяется на участках с достаточно устойчивыми рудой и вмещающими породами. Рудное тело по простиранию разбивается на блоки длиной 40 м, а этаж высотой 60 м - на три подэтажа высотой по 20 м. Из подэтажных выработок нарезают восемь камер шириной 10 м: I, II - опорные высотой до 20 м; III, IV, V, VI - основные высотой 40 м и VII, VIII - камеры днища высотой до 20 м. Камеры отрабатывают в нисходящем порядке в четыре или восемь очередей. Их располагают на различных уровнях (ступенчато), выработки выпуска в процессе отработки запасов камер смещают в шахматном порядке. Пониженная высота камер обеспечивает устойчивость висячего и лежащего боков.

При отработке блока вертикальными прирезками этаж разбивают на четыре подэтажа высотой по 15 м, каждый из которых отрабатывают лентами шириной 6 м по простиранию в пределах выемочного блока и длиной 30 м. Отработанную таким образом камеру заполняют твердеющей смесью. После

того, как искусственный массив отработанной камеры приобретает необходимую прочность, начинают выемку из соседней камеры.

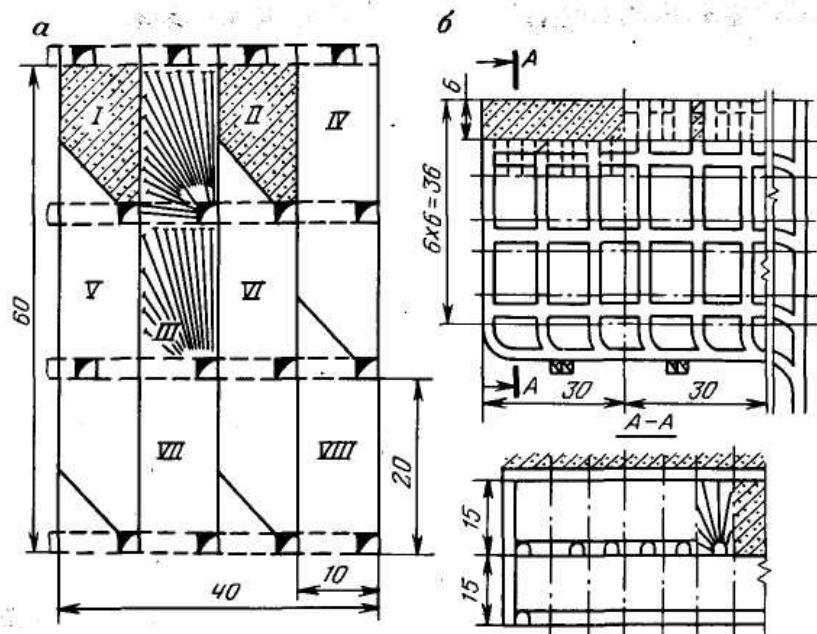


Рисунок 15 - Подэтажно-камерная система разработки: система разработки вертикальными прирезками.

Применительно к участкам месторождения, характеризующимся различной устойчивостью пород, усовершенствованные варианты систем разработки (рисунок 16).

Системами разработки сплошной подэтажно-камерной выемки отрабатывают неустойчивые и средней устойчивости руды в таких же вмещающих породах при мощности залежей 5 - 50 м.

Технико-экономические показатели подэтажно-камерной системы: производительность блока 8-10 тыс. т/мес; производительность труда рабочего забойной группы на проходческих работах 8-10 м³/чел-смену, на очистных 15-17 м³/чел-смену, по системе 12-14 м³/чел-смену; коэффициент извлечения балансовых запасов 0,95-0,97; потери руды 3-5%, разубоживание 10-11%. Удельный объем горно-подготовительных работ 33-50 м³/1000 т руды, нарезных работ 20-38 м³/1000 т руды.

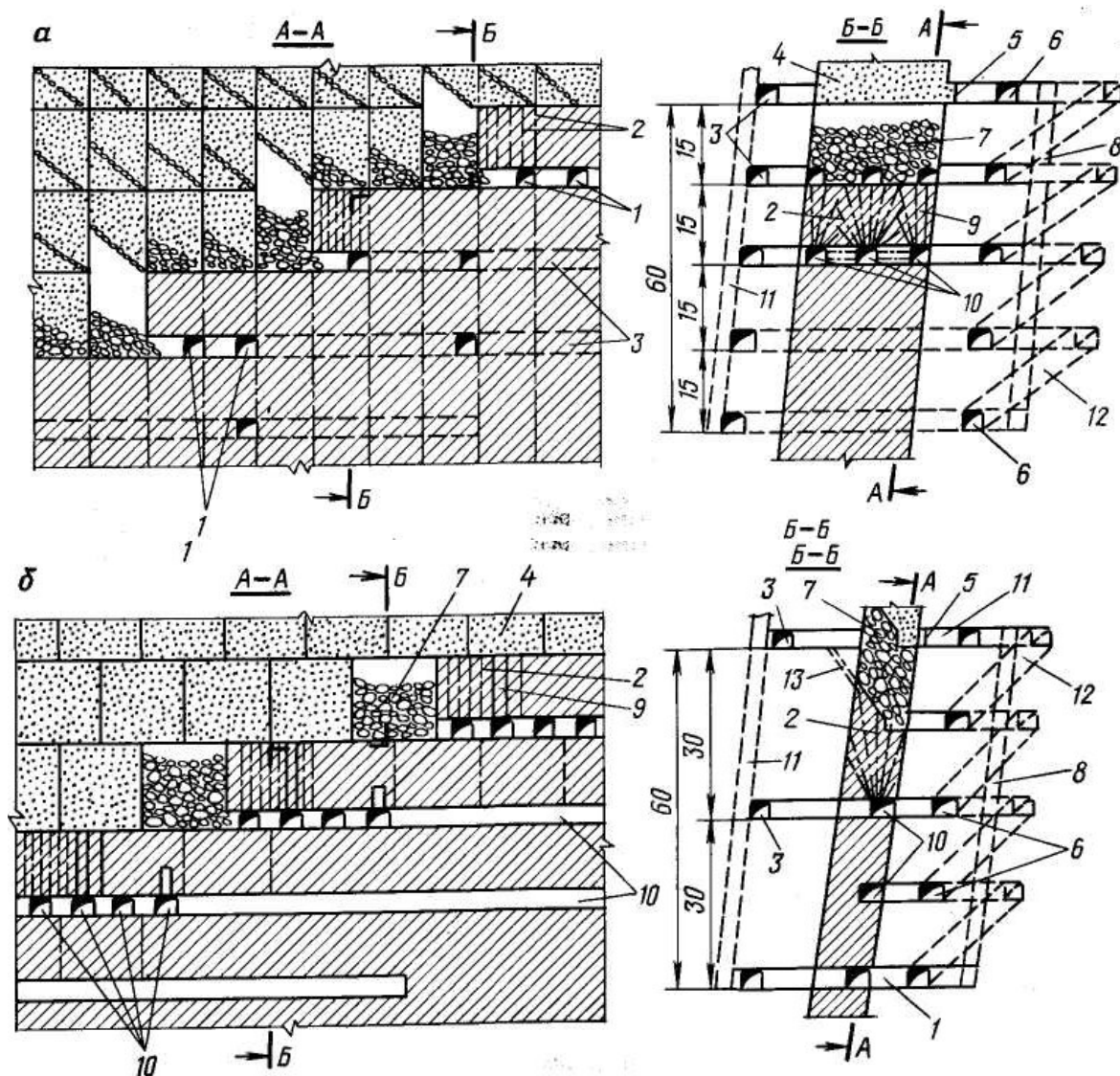


Рисунок 16 - Подэтажно-камерная система разработки со сплошной выемкой руды и закладкой выработанного пространства: а - при отработке мощных рудных тел; б - средней мощности; 1 - доставочные орты; 2 - взрывные скважины; 3 - закладочно-вентиляционные штреки; 4 - закладка; 5 - изолирующие перемычки; 6 - транспортные штреки; 7 - отбитая руда; 8 - рудоспуски; 9 - отрезные восстающие; 10 - доставочно-буровые штреки (заезды); 11 - закладочно-вентиляционные восстающие; 12 - наклонные съезды; 13 - закладочные скважины.

Орловское месторождение, рудник «Орловский»

Мощные круто залегающие участки Орловского месторождения с устойчивой рудой и вмещающими породами разрабатывают по этажно-камерной и подэтажно-камерной системам с твердеющей закладкой.

Проведение подготовительно-нарезных выработок и основные производственные процессы очистных работ выполняют с помощью самоходных машин.

Этажно-камерная система применяется для разработки мощных крутопадающих участков месторождения с выдержанными элементами залегания рудного тела при сравнительно устойчивой руде и вмещающих породах. Блок длиной по простиранию 120 м и высотой 50 м делят на камеры шириной 10 м (рисунок 17).

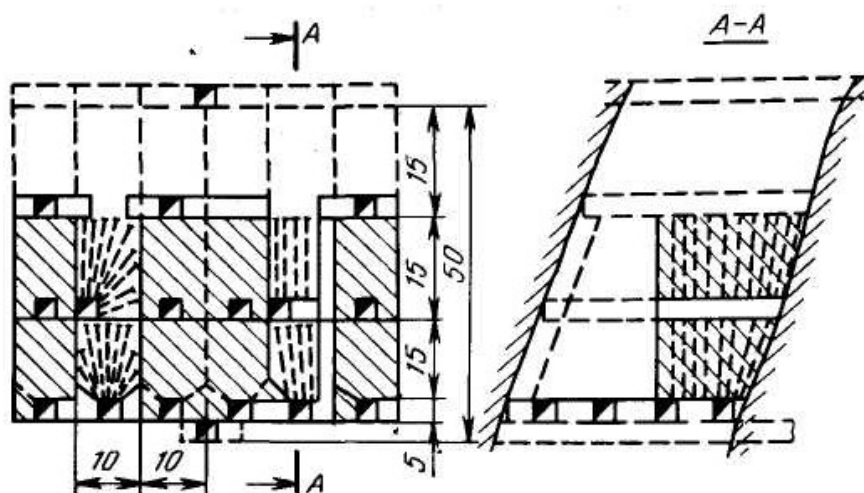


Рисунок 17 - Этажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой.

Камеры отработывают и закладывают от одного фланга блока к другому последовательно через две - 2, 5, 8 и 11-ю. Руду отбивают веерными комплектами восходящих скважин из подэтажных буровых ортов, проведенных через 16 м по высоте блока.

Отбитая руда выпускается под действием силы тяжести на доставочный горизонт, проходит вторичное дробление и погрузочно-транспортными машинами транспортируется до блокового орта и грузится в откаточные сосуды.

Подэтажно-камерная система применяется также при разработке мощных крутых залежей, но с менее выдержанными элементами залегания, неустойчивой рудой и вмещающими породами (рисунок 18).

Этаж высотой 50 м делят на три подэтажа высотой по 15-17 м. Подэтажи готовят самостоятельными выпускными, погрузочно-доставочными и буровыми выработками и отрабатывают камерами шириной по 10 м. Подэтажные доставочные орты проводят с уклоном 10° в сторону висячего бока. В лежащем боку залежи проводят и сбивают с подэтажными выработками наклонный съезд для самоходного оборудования. В висячем боку залежи проходят вентиляционно-закладочный восстающий, подэтажные штреки и сбойки для доставки закладки в камеры.

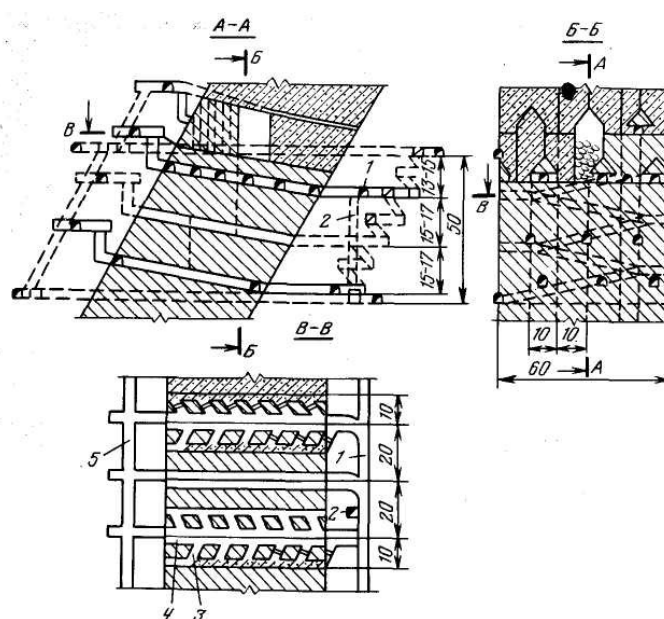


Рисунок 18 - Подэтажно-камерная система разработки с твердеющей закладкой и применением самоходного оборудования: 1 - доставочный штрек; 2 - рудоспуск; 3 - буровой орт; 4 - доставочный орт; 5 - вентиляционно-закладочный штрек.

Руду в камерах отбивают веерными комплектами восходящих скважин. Учитывая большую длину камеры (50-60 м и более), ее запасы отрабатывают в две очереди - вначале ее первую половину со стороны лежачего бока, затем вторую - у висячего бока. Отбитая руда под действием силы тяжести поступает в выработки подэтажа и погрузочно-транспортными машинами доставляется до блокового рудоспуска. Закладочный материал по полевому штреку висячего бока доставляется до вентиляционно-закладочного восстающего, перепускается на подэтажный штрек и по сбойкам поступает в камеры.

Месторождение Джезказганское, рудник «Джезказганский»

Вариант системы разработки с закладкой и торцевым, выпуском руды (рисунок 19).

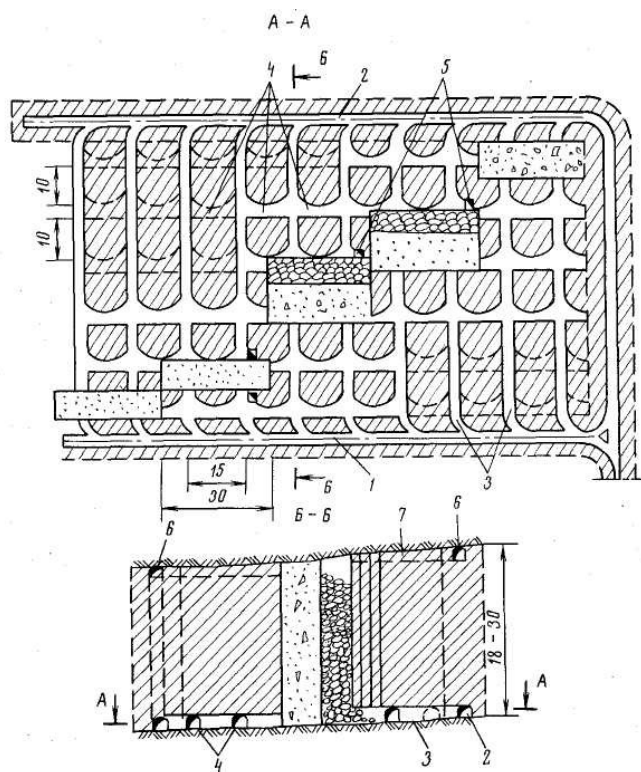


Рисунок 19 - Вариант системы разработки с закладкой и торцевым выпуском руды.

Панель шириной 150 м, длиной 150-200 м подготавливается двумя панельными штреками сечением $16,8 \text{ м}^2$ - откаточным 1 и откаточно-вентиляционным 2 (пройден по почве залежи), которые соединены между собой транспортно-буровыми ортами 3 через каждые 15 м. Опытная панель по длине делится на заходки длиной 30 м, шириной 6-10 м, которые располагают в шахматном порядке с целью предотвращения попадания закладки из отработанной и закладываемой заходки в работающую. Транспортно-буровые орты сбиваются между собой транспортно-вентиляционными сбойками 4. В начале каждой заходки проходится отрезной восстающий 5 сечением 5 м^2 , от которого образуется отрезная щель для отбойки руды скважинами.

Для закладки выработанного пространства в зависимости от угла падения рудного тела над одним из панельных откаточных штреков в кровле залежи проходят закладочный штрек 6 и из него через каждые 60 м по границам смежных заходок - закладочные орты 7. Скважины диаметром 52 мм бурят станками типа СБУ-70, расстояние между веерами скважин 1,3-1,5 м. Руда отбивается вертикальными слоями. Для погрузки руды используют погрузочные машины ПНБ-4 с дистанционным управлением, а для транспортировки - дизельные автосамосвалы МоАЗ. Закладка выработанного пространства ведется отдельными секциями, ширина которых равна шагу отбойки и выпуска руды, т.е. 6-10 м. Закладочный материал - хвосты обогащения (14-00 кг на 1 м³ закладки) и цемент (300 кг на 1 м³ закладки) - подается с поверхности с помощью самотёчно-пневматического транспорта по трубопроводам диаметром 159 мм, проложенным в выработках. Прочность закладки на одноосное сжатие 40-60 кгс/см².

Вариант системы разработки с закладкой по схеме камера-целик, отбойкой руды глубокими скважинами и выпуском ее на орты вторичных камер. Этим вариантом системы отрабатываются залежи мощностью от 18м до 30-40м (рисунок 20).

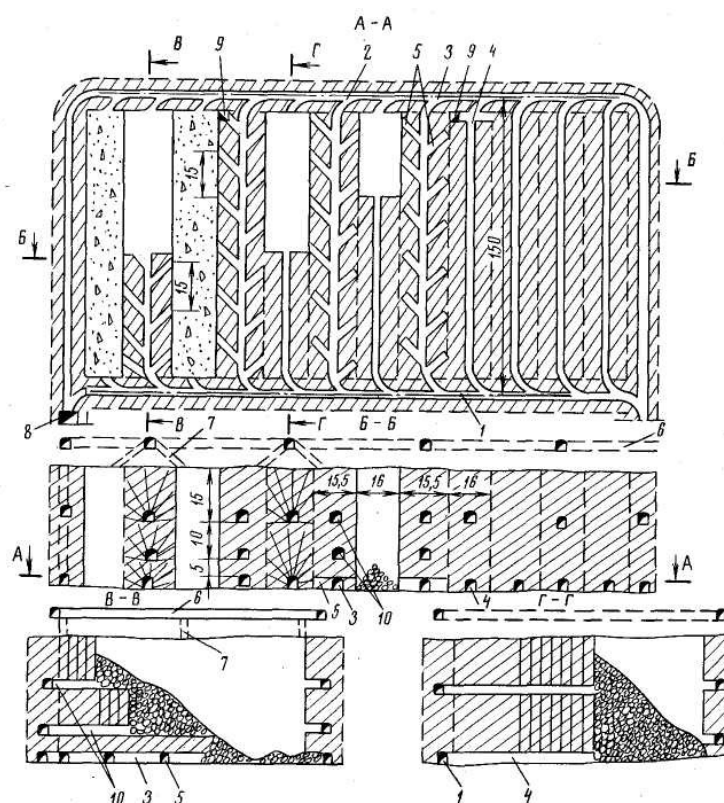


Рисунок 20 - Камерно-цементовая система разработки с закладкой и выпуском руды на орты вторичных камер.

Участок рудной залежи в пределах панели шириной 120-150 м, длиной 200-250 м разбивают на первичные и вторичные камеры шириной 15,5-16,0 м. Вначале отработывают первичные камеры, которые затем заполняют твердеющей закладкой прочностью 40-60 кгс/см². После того, как закладка приобретет необходимую прочность (в течение 6 мес), начинают очистную выемку во вторичных камерах. Вторичные камеры после отработки заполняют твердеющей или гидравлической закладкой.

Подготовка панели заключается в проходке транспортно-бурового горизонта по почве залежи. Пройденные по контуру панели откаточный штрек 1 сечением 18,2 м² и вентиляционный штрек 2 сечением 16,8 м² сбивают между собой транспортно-погрузочными 3 и буровыми ортами 4 сечением 16,8 м². Транспортно-погрузочные орты проходят по оси вторичных, буровые - по оси первичных камер. Из транспортно-погрузочных ортов через 15 м в шахматном порядке под углом 45° к орту проходят погрузочные заезды 5 сечением 12,2 м².

Первичные камеры по высоте в зависимости от мощности рудного тела разбивают на 2-3 слоя (подэтажа) с целью уменьшения длины скважин. Высота слоя 10-15 м. По границе слоев в центре первичных камер проходят буровые орты 4 сечением 16,8 м². Транспортно-буровой и буровой горизонты соединяют съездами для самоходных машин.

В породах кровли залежи проходят закладочный горизонт. Закладочные штреки 6 сечением 6,4 м² сбивают с первичными камерами восстающими 7 сечением 5 м². В конце панели с вентиляционного штрека проходят вентиляционный восстающий 8 сечением 10 м², которым сбиваются транспортно-буровой, буровой и закладочный горизонты. Отработку первичных камер начинают с образования отрезной щели путем взрывания вертикальных скважин на отрезной восстающий 9 сечением 6,7 м². После образования отрезной щели руду отбивают взрыванием веерообразных скважин диаметром 52 мм, расстояние между веерами 1,3-1,5 м. Руду выпускают в погрузочные заезды и грузят погрузочными машинами ПНБ-4 в автосамосвалы. Вторичные камеры отрабатывают после закладки первичных и по высоте делят на 2-3 слоя. Нижний слой по мощности должен быть таким, чтобы обеспечить шпуровую отбойку при его отработке (4-5 м). Остальные слои отрабатывают путем скважинной отбойки, высота их 10-15 м.

По границам слоев в середине вторичных камер проходят буровые орты 10 сечением 16,8 м². Отработку этих камер начинают с образования отрезной щели взрыванием вертикальных скважин на отрезной восстающий сечением 6,7 м². Одновременно отрабатывают второй и третий слои, причем верхний опережает нижний на расстояние разлета руды при взрывании веерообразных скважин. Избыток руды выпускают в буровые орты и грузят в автосамосвалы. Остальная руда накапливается на первом слое, который отрабатывается наклонными слоями толщиной 1,5-2,0 м.

Для бурения скважин используют самоходную буровую установку типа СБУ-70, погрузку отбитой руды производят погрузочными машинами ПНБ-4 с дистанционным управлением, транспортировку руды автосамосвалами МоАЗ.

Вариант системы разработки с закладкой по схеме "камера-целик" с выемкой первичных камер обычным способом и использованием самоходного оборудования. Данным вариантом отрабатываются залежи мощностью более 16 м. Панель шириной 120-150 м по длине (до 300 м) делят на первичные и вторичные камеры шириной 15 м. Порядок отработки вторичных камер такой же, как при предыдущем варианте. Подготовка панели заключается в проходке по ее границам в кровле и почве рудной залежи откаточных штреков 1 сечением $18,2 \text{ м}^2$ и сборного вентиляционного штрека 2 сечением $16,8 \text{ м}^2$ (рисунок 21).

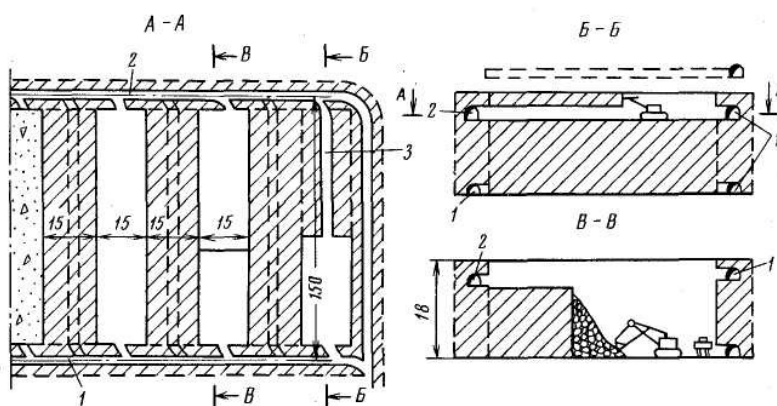


Рисунок 21 - Камерно-целиковая система разработки с закладкой.

Пройденные в кровле штреки сбиваются между собой вентиляционными ортами 3 сечением $16,8 \text{ м}^2$, расположенными по оси первичных камер. Оработку первичных камер начинают с раскоски вентиляционного орта с помощью шпуров и образования камеры (верхней подсечки) высотой 7 м. После выемки верхней подсечки осуществляют почвоуступную выемку оставшихся запасов.

При мощности рудного тела более 20 м запасы в камере отрабатывают, оставляя промежуточный рудный "мост" толщиной 6 м. Место заложения "моста" определяется высотой выработанного пространства над или под ним, т.е. "мост" оставляют в таком месте, чтобы высота камеры над или под ним не превышала 18 м и позволяла использовать для осмотра и оборки кровли самоходные полки СП-18А. "Мост" отрабатывают после заполнения выработанного пространства под "мостом" твердеющей закладкой и приобретения ею необходимой прочности.

При отработке первичных камер используют то же оборудование, что и при панельно-столбовой системе разработки, т.е. буровые установки типа ЗШ-5Д, экскаваторы ЭП-1, автосамосвалы МоАЗ. Подготовку и отработку вторичных камер осуществляют по той же схеме, что и при камерной системе с закладкой, с отбойкой руды глубокими скважинами и выпуском ее на орты вторичных камер.

Месторождение Талнахское, рудник «Скалистый»

На отдельных участках применяется камерная система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Камерные запасы отрабатывают вертикальными слоями с помощью скважинных зарядов на отрезную щель. Для простоты и технологичности оформления отрезной щели в каждой камере проводится отрезной восстающий, на который ведётся её разделка. Отбойка руды производится восходящими или нисходящими веерами скважин, для бурения используются СБУ типа Simba (Atlas Copco), на погрузке и доставке руды применяются ДУ ПДМ типа Togo (Tamrock).

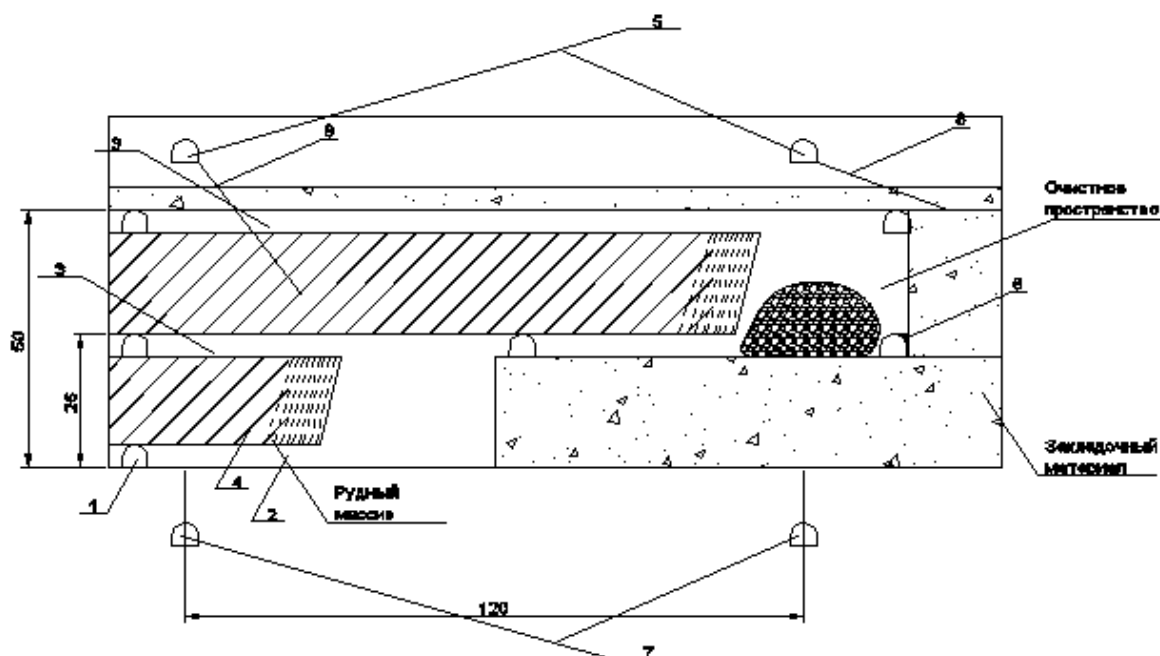


Рисунок 22 - Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями: 1 – орт-заезд; 2 – разрезной штрек; 3 – вентиляционный штрек; 4 – скважины для отбойки; 5 – вент-закладочные уклоны; 6 – закладочная перемычка; 7 – откаточные штреки; 8 – закладочные скважины; 9 – рудоспуск.

В процессе отработки, перед закладкой камеры плоское днище зачищается ПДМ в режиме ДУ. После зачистки камеру заполняют твердеющей закладкой.

Предполагается отгрузка отбитой в камере руды через торец буродоставочной выработки, при этом отпадает стадия доработки запасов днища.

Ачисайский полиметаллический комбинат

В варианте с доставкой руды самоходным оборудованием камеры располагаются по простиранию залежи (рисунок 23).

На глубине разработки около 200 м ширина камер составляет 12 м, размеры столбообразных целиков 6х8 м; на глубине 400 – 500 м ширина камер 8 м, оставляются сплошные целики шириной 6 м или столбообразные шириной 6 - 8 м и длиной 12 м. Барьерные целики шириной 20 м располагают на границах этажей. После отработки нижележащего этажа извлекают среднюю часть барьерного целика камерой шириной 10 м или нижнюю, где более ценная руда. При мощности залежи более 3 м используют СБУ, ПДМ, гусеничные погрузочные машины с нагребными рычагами в комплексе с автосамосвалами.

Рудодоставочный штрек располагают в рудном теле у висячего блока. Из него через каждые 150 м проходят наклонные заезды во все будущие камеры.

В залежах мощностью более 6 м камеры отрабатывают слоями, начиная с верхнего. Для увеличения фронта работ в слое камеры отрабатывают попарно. Кровлю крепят при выемке верхнего слоя.

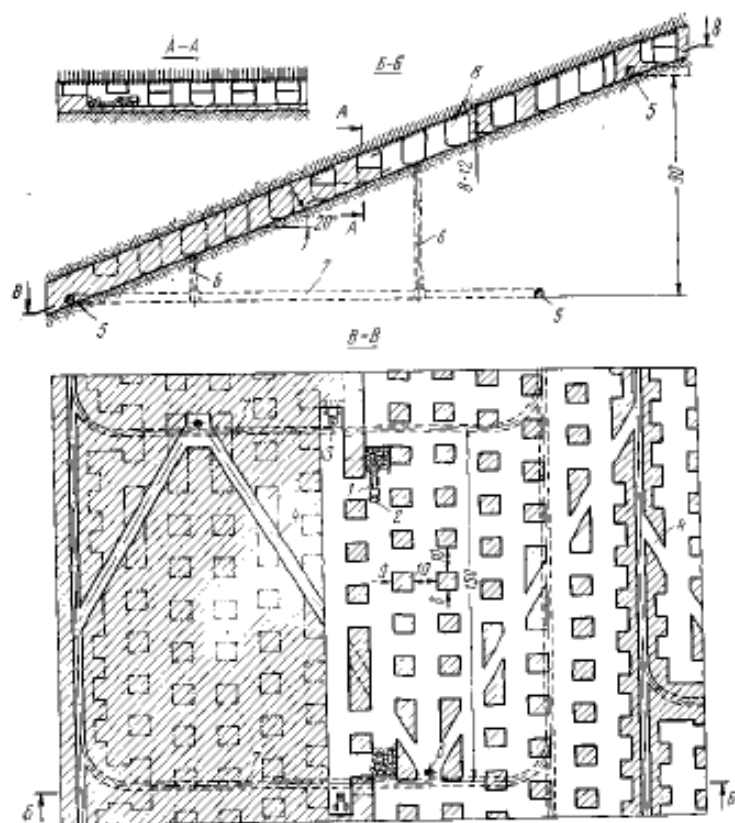


Рисунок 23 - Вариант камерно-целиковой системы разработки с доставкой руды самоходным оборудованием.

Вариант со взрывной доставкой руды (рисунок 24) применяется при углах падения $25 - 45^\circ$. Камеры располагают по восстанию, междукamerные целики сплошные. Ширина камер при глубине работ $200 - 300$ м составляет 18 м, при глубине $400 - 500$ м – 12 м, ширина целиков $4 - 5$ м.

Для доставки руды самоходным оборудованием к рудоспуску проходят штрек вблизи висячего бока, из него в сторону лежачего бока засекают погрузочные ниши с уклоном вниз около 10° . Из ниши по руде приходят рудный восстающий сечением $2,8 \times 2$ м с помощью самоходного полка.

На очистных работах используют самоходную буровую установку БСМ на салазках – для бурения веерообразных скважин диаметром 56 мм из наклонного восстающего; передвижной полк – для заряжания скважин и оборки наклонного восстающего; бульдозер БПДУ с дистанционным управлением – для зачистки лежачего бока; ПДМ. До начала взрывных работ обуривают всю камеру.

Этаж вертикальной высотой 90 м отрабатывается по падению двумя рядами камер с подэтажом для доставки руды. Длина камер 60-80 м.

Выемка целиков. Целики извлекают полностью или частично с обрушением кровли или искусственным поддержанием очистного пространства. При ценной руде распространена последующая твердеющая закладка камер.

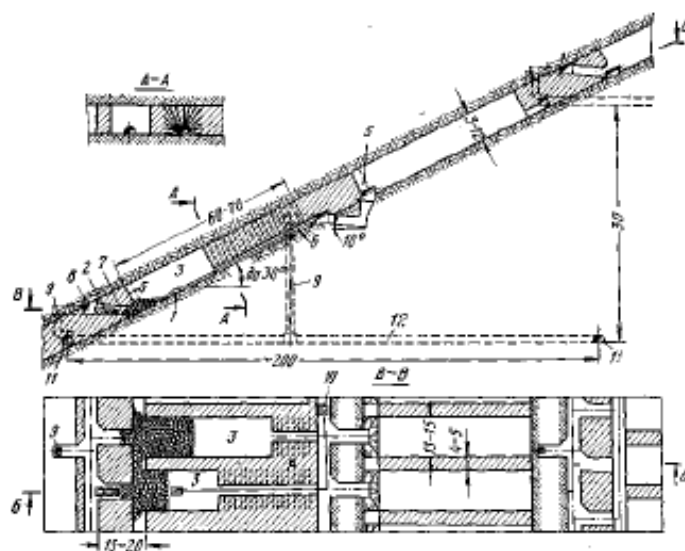


Рисунок 24 - Вариант камерно-целиковой системы разработки со взрывной доставкой руды.

Рудник «Таймырский», Норильский ГМК

На рисунке 25 представлена камерная система разработки с закладкой для мощной наклонной залежи. Оработка залежи ведётся с верху вниз, по простиранию рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело по простиранию разбивается на секции (ленты) длиной 138 м и шириной 8 м. Секции отрабатываются камерами высотой 15,5 м, которые находятся под защитным бетонным слоем, высота которого составляет 4,5 м. Выемка камер происходит последовательно.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении транспортного, транспортного и вент-закладочного штреков, рудоспуска, слоевого орта и заездов на транспортный штрек.

Нарезные работы начинаются с прохождения из слоевого орта разрезного штрека, сечением 19,8 м².

Следующим шагом из разрезного орта забуриваем верхние восходящие комплекты буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

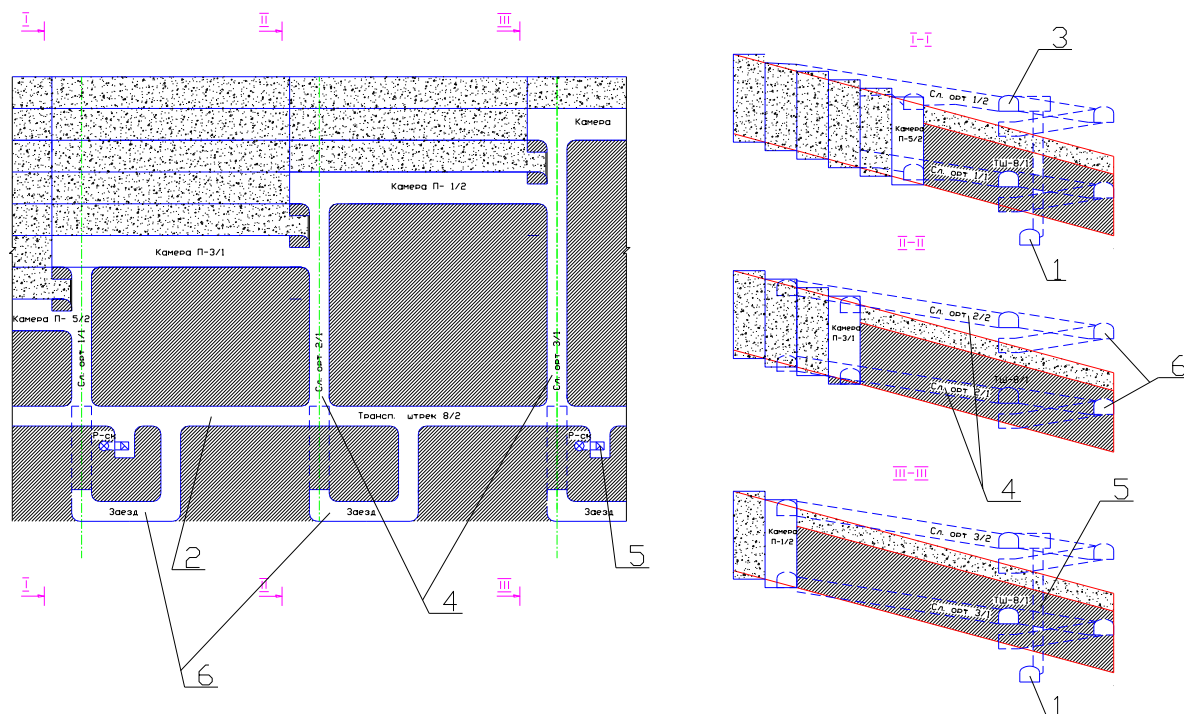


Рисунок 25 - Вариант системы разработки применяемый на руднике «Таймырский»: 1 - откаточный штрек; 2 – транспортный штрек; 3 – вент-закладочный штрек; 4 – слоевой орт; 5 – рудоспуск; 6 – заезды

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

В дальнейшем стадии очистной выемки повторяются до полной отработки всего блока. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по доставочному штреку через заезды в камеры, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через доставочный штрек соседнего блока.

Слоевые системы разработки, применяемые на рудниках

Норильского ГМК

Исходя из горно-геологических условий и принципов сплошной слоевой системы разработки горизонтальными или слабонаклонными слоями, возможны три порядка выемки рудного тела по его мощности (три варианта системы):

1. Снизу вверх (восходящий порядок выемки).

Сущность восходящей выемки слоёв (рисунок 26) состоит в том, что рудное тело в пределах панели разделяется на вертикальные полосы, которые отрабатываются слоями снизу вверх, причем, как правило, между кровлей слоя и поверхностью закладки оставляют свободное так называемое технологическое пространство. Восходящий порядок выемки слоёв может применяться при разработке слабо и средне нарушенных руд на глубинах не более 800 м. Этот вариант может применяться и в том случае, если в отрабатываемой ленте встречаются изолированные участки сильно нарушенных руд длиной не более двукратной ширины ленты (очистной выработки).

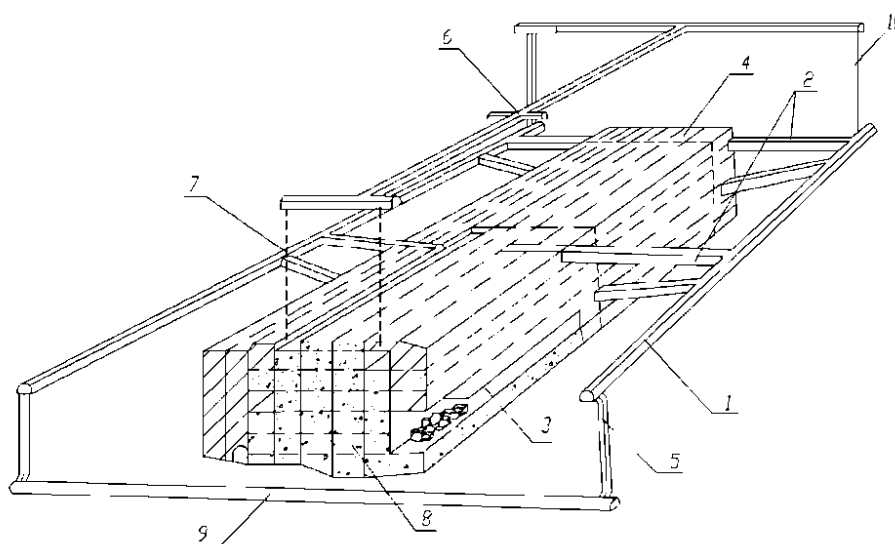


Рисунок 26 - Сплошная слоевая система разработки с восходящим порядком выемки слоев и твердеющей закладкой: 1 - фланговый уклон; 2 - слоевые заезды; 3 - очистной слой; 4 - панельный целик; 5 - рудоспуск; 6 - вентиляционно-закладочный горизонт; 7 - закладочная скважина; 8 - заложенный массив; 9 - откаточный квершлаг; 10 - вентиляционный восстающий.

2. Сверху вниз (нисходящий порядок выемки слоев).

Сущность нисходящего порядка выемки слоёв заключается в том, что рудное тело по мощности разделяют на горизонтальные (слабо наклонные) слои, которые отрабатывают заходками (одновременно или последовательно) независимо друг от друга с некоторым опережением верхними нижних. Выемка слоев ведется в защищенной зоне под предварительно созданным закладочным массивом. Нисходящий порядок выемки слоёв может применяться при разработке руд любой нарушенности, залегающих на любых глубинах.

3. Комбинированный.

Сущность комбинированного порядка выемки слоёв (рисунок 27) заключается в том, что верхний подкровельный слой отрабатывают с опережением, а остальную часть рудного тела снизу-вверх сплошным фронтом (аналогично варианту с восходящим порядком выемки слоёв) или с оставлением временных надработанных целиков. Комбинированный порядок выемки слоёв может применяться при отработке слабо и сильно нарушенных руд, а также при сильно нарушенных и раздробленных породах кровли. Этот вариант можно также применять при разработке участков рудного тела, в нижней части которого (в разрезе) залегают слабо или средне нарушенные руды, а в верхней-сильно нарушенные. В таком случае сильно нарушенные руды отрабатывают нисходящими слоями, а надработанные слабо или средне нарушенные - восходящими.

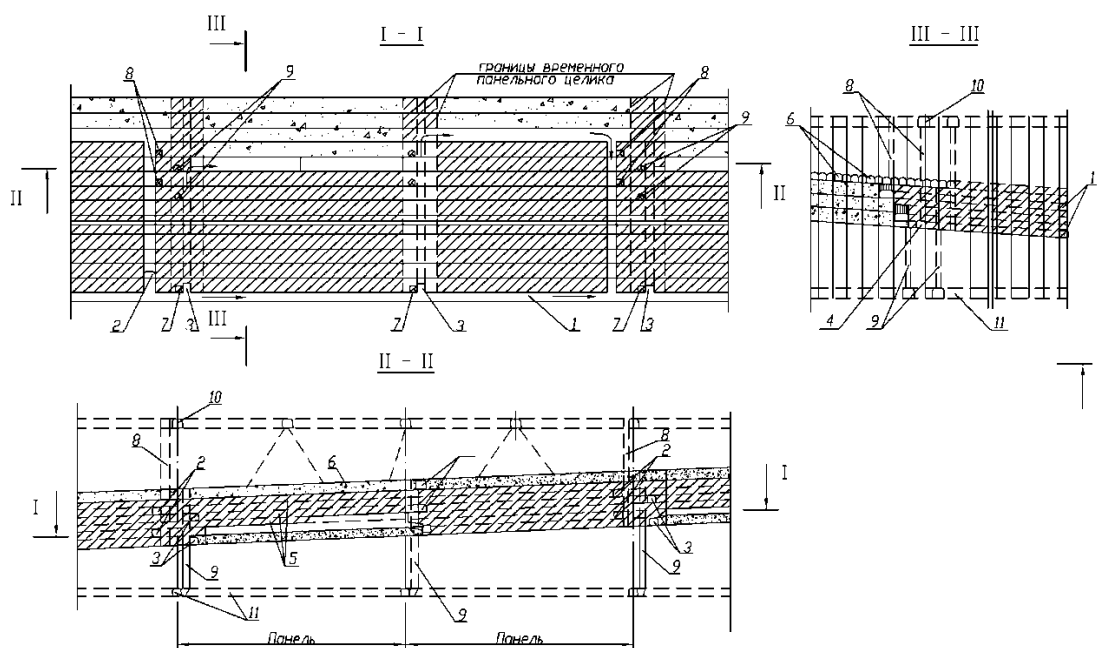


Рисунок 27 - Сплошная система разработки с комбинированным порядком выемки слоев: 1 – транспортные штреки; 2 – вентиляционные орты; 3 – слоевые заезды; 4 – разрезные штреки нижнего слоя; 5 – очистные слои; 6 – выработки подкровельного слоя; 7 – воздухоподающие восстающие; 8 – вентиляционные восстающие; 9 – рудоспуски; 10 – выработки вент-закладочного горизонта; 11 – выработки откаточного горизонта.

ВЫВОД:

Одним из характерных примеров разработки месторождений, залегающих на большой глубине, имеющих изменчивый угол залегания рудного тела, наличие разномасштабных тектонических нарушений, многообразие условий по устойчивости руд и вмещающих пород, являются норильские рудники [1-71].

Опыт применяемых на рудниках систем разработки позволяет выявить направления совершенствования технологии рудной добычи.

Выбор систем разработки осуществляется в два этапа:

- на первом этапе методом исключений отбираются системы, технически приемлемые в рассматриваемых условиях;
- на втором этапе – из всех отобранных вариантов оставляются конкурентоспособные – системы, которые по сравнению с другими заведомо лучше по каким-то показателям и не проигрывают ни по одному из показателей.

В итоге остаются конкурентоспособные системы, наиболее выгодную из которых определяют путём технико-экономического сравнения между собой. При окончательном выборе учитываются дополнительные инженерные решения, которые не поддаются численной оценке.

Анализ применяемых вариантов систем разработки показал, что в изысканиях по совершенствованию технологии добычи полезного ископаемого следует акцентировать внимание на:

- сложность соблюдения проектного контура очистной выемки;
- увеличенный объем потеряннй руды и примешанных пород на контакте руда-порода;
- потеря качества полезного ископаемого в процессе добычи (разубоживание);
- увеличенный объем горно-подготовительных работ;
- невозможность применения систем до определённых пролётов и глубины разработки вследствие разрушения руды в стенке очистной выработки и консольно-нависающем массиве;
- невозможность использования в сильно нарушенных рудах.

Исходя из факторов, характерных для Талнахского рудного узла, был проведен анализ отечественной и зарубежной практики, в результате которого наиболее подходящими для данных условий признаны такие системы разработки как:

Камерно-целиковая система разработки, применяемая на руднике «Таймырский»;

Камерная система разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, применяемая на руднике «Скалистый» Норильского ГМК;

Камерно-целиковая система разработки с доставкой руды самоходным оборудованием, применяемая на Ачинсайском полиметаллическом комбинате.

Исходя из анализа отечественной и зарубежной практики, выделены варианты камерных систем разработки, воспроизведенные в схожих горно-геологическими условиях, в данных системах выявлены «проблемные» области,

модернизация которых приводит к повышению эффективности выемки рудных залежей, экономического эффекта, а также увеличивающих безопасность ведения горных работ.

На основании вышеизложенного сформулированы основные задачи исследований:

1. Разработать высокопроизводительную и безопасную геотехнологию для подземной разработки рудных залежей на примере условий Октябрьского и Талнахского месторождений, разрабатываемых ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель».
2. Обобщить опыт и результаты НИР по совершенствованию технологии добычи руд при разработке наклонных рудных залежей.
3. Дополнить методику расчета параметров оптимизации систем разработки с закладкой выработанного пространства с использованием компьютерной графики, позволяющей учитывать техногенный фактор.
4. Установить эффективную область применения, произвести физическое и математическое моделирование отработки рудных залежей камерной системой разработки с закладкой и заложением камер под углом относительно подготовительной выработки.
5. Составить экономико-математическую модель для технико-экономической оценки состояния и перспектив для разработки рудных залежей способом отработки месторождения с использованием азимута заложения очистных выработок относительно подготовительных.

2. ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЕ ПО ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ЦЕННЫХ РУД

2.1. Изыскание технических решений

Опыт отработки наклонных рудных залежей богатых руд показывает, что одной из самых распространенных технологий выемки руд являются системы разработки с закладкой. Основное достоинство этой системы разработки – возможность отработки рудных залежей в различных горно-геологических условиях. Все технологические варианты систем сводятся к заполнению выработанного пространства закладочным материалом, образуя искусственный массив, который является альтернативной заменой изъятых из недр полезных ископаемых. Разработка наклонных залежей камерными системами разработки связана с определенными трудностями, которые связаны с углом падения рудного тела. При попытке вписать камеры в контур залежи, отбитая руда плохо выпускается из камеры, происходят её потери на лежащей стенке камеры, а при формировании камер с более крутыми стенками происходит разубоживание пустыми породами. Для разработки наклонных залежей в условиях повышенного горного давления присутствуют несколько недостатков: рудный массив в пределах отрабатываемых участков не разгружен от высоких сжимающих напряжений; увеличенный объем потерянной руды и примешанных пород на контакте руда-порода в нижней части камеры; опасность падения в рабочую зону кусков, отслоившихся от кровли и стенок очистных камер.

На рудниках Норильского ГМК наиболее распространена камерная система разработки с закладкой выработанного пространства (рисунок 29), особенностью которой является то, что выемочная единица (блок) разделяется на вертикальные полосы (ленты), которые отрабатываются камерами в определённой последовательности, обеспечивающими простоту подготовки и сохранность массива налегающих пород кровли.

Достоинствами камерной системы разработки являются: сравнительно простая схема подготовки и проветривания, безлюдная выемка полезного

ископаемого, сравнительно низкий расход затрат на бурение и отгрузку добытого полезного ископаемого по сравнению со слоевой системой.

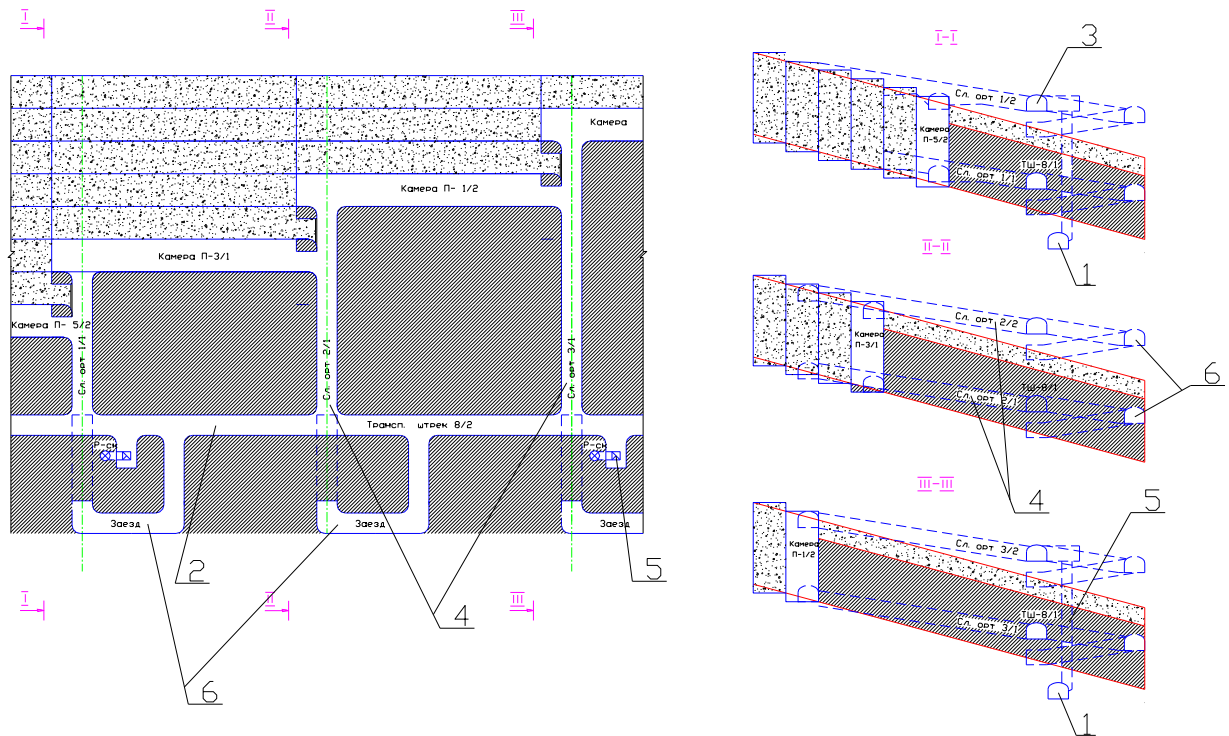


Рисунок 29 - Вариант камерной системы разработки с закладкой, применяемый на рудниках Норильского ГМК:

1 - откаточный штрек; 2 – транспортный штрек; 3 – вент-закладочный штрек;
4 – слоевой орт; 5 –рудоспуск; 6 – заезды.

В настоящее время известен способ разработки с выемкой камер по простиранию рудного тела под защитным слоем, закладываемым твердеющей закладкой [72]. Формирование защитного слоя осуществляется заходками, проводимыми в кровле залежи на контакте руда-порода. Выемка камер производится по простиранию рудного тела. Недостатками данного способа являются: ограниченность применения технологии формирования защитного слоя углом подъема горного оборудования; увеличенный объем потерянной руды и примешанных пород на контакте руда-порода в нижней части камеры.

Также известен способ разработки со слоевой и камерной выемкой по простиранию рудного тела под защитным слоем, закладываемым твердеющей закладкой, сформированным заходками, проводимыми в кровле залежи на

контакте руда-порода вкрест простирания рудного тела [73]. Запасы залежи под защитным слоем извлекаются камерами или слоями в зависимости от устойчивости рудного массива. Выемочные блоки ориентированы по простиранию рудного тела. Недостатками данного способа являются: большой объем подготовительных выработок за счет наличия наклонного съезда, пройденного по пустым породам, и служащего для соединения доставочных выработок; увеличенный объем потерянной руды и примешанных пород на контакте руда-порода.

Известен способ подземной разработки полезных ископаемых с применением камерно-столбовой системы разработки. Такой способ применяется при разработке рудных тел с углом падения 15 - 35 градусов. Выемка осуществляется камерами по простиранию рудного тела с оставлением междуканнерных целиков. Выемка каннер начинается из наклонного съезда, пройденного по рудному телу через все будущие каннеры [74].

Анализ применяемых вариантов систем разработки показал, в каком направлении следует осуществить изыскания по совершенствованию технологии добычи: сложность соблюдения проектного контура очистной выемки; увеличенный объем потерянной руды и примешанных пород на контакте руда-порода; потеря качества полезного ископаемого в процессе добычи (разубоживание), увеличенный объем горно-подготовительных работ, невозможность применения систем до определённых пролётов и глубины разработки вследствие разрушения руды в стенке очистной выработки и консольно-нависающем массиве, невозможность использования в сильно нарушенных рудах.

Целью технического решения является снижение объема подготовительных выработок, проводимых по пустым породам, уменьшение потерь и разубоживания при очистной выемке.

Идея работы состоит в переходе на технологии добычи руд с использованием изменения азимута заложения нарезной выработки относительно подготовительной выработки в горизонтальной плоскости, для обеспечения

дальнейшей отработки очистной камеры с минимизацией потерь и разубоживания в процессе очистной выемки полезного ископаемого [75-80].

Азимут заложения разрезной выработки, относительно подготовительной выработки в горизонтальной плоскости, следует определять таким образом, чтобы угол поворота нарезной выработки в месте «засечки» соответствовал техническим возможностям погрузочно-доставочных машин и буровых установок, обеспечивал наиболее полное вписание выработки в контур рудной залежи, при этом, азимут заложения выработки исчисляются исходя из угла падения выработки.

Для расчета азимута заложения нарезной выработки выведена тригонометрическая формула [81]:

$$\alpha_3 = \arcsin\left(\frac{\sin(\alpha_6)}{\tan(\alpha)}\right) \quad (1)$$

где α_3 - азимут заложения нарезной выработки относительно подготовительной выработки в горизонтальной плоскости, град.; α_6 - угол наклона нарезной выработки для заезда самоходного-дизельного оборудования (не более 12°, град.); α - угол падения залежи, град.

Схема залежи, с обозначением расположения углов, требуемых для произведения расчета азимута заложения нарезной выработки наглядно представлено на рисунке 30

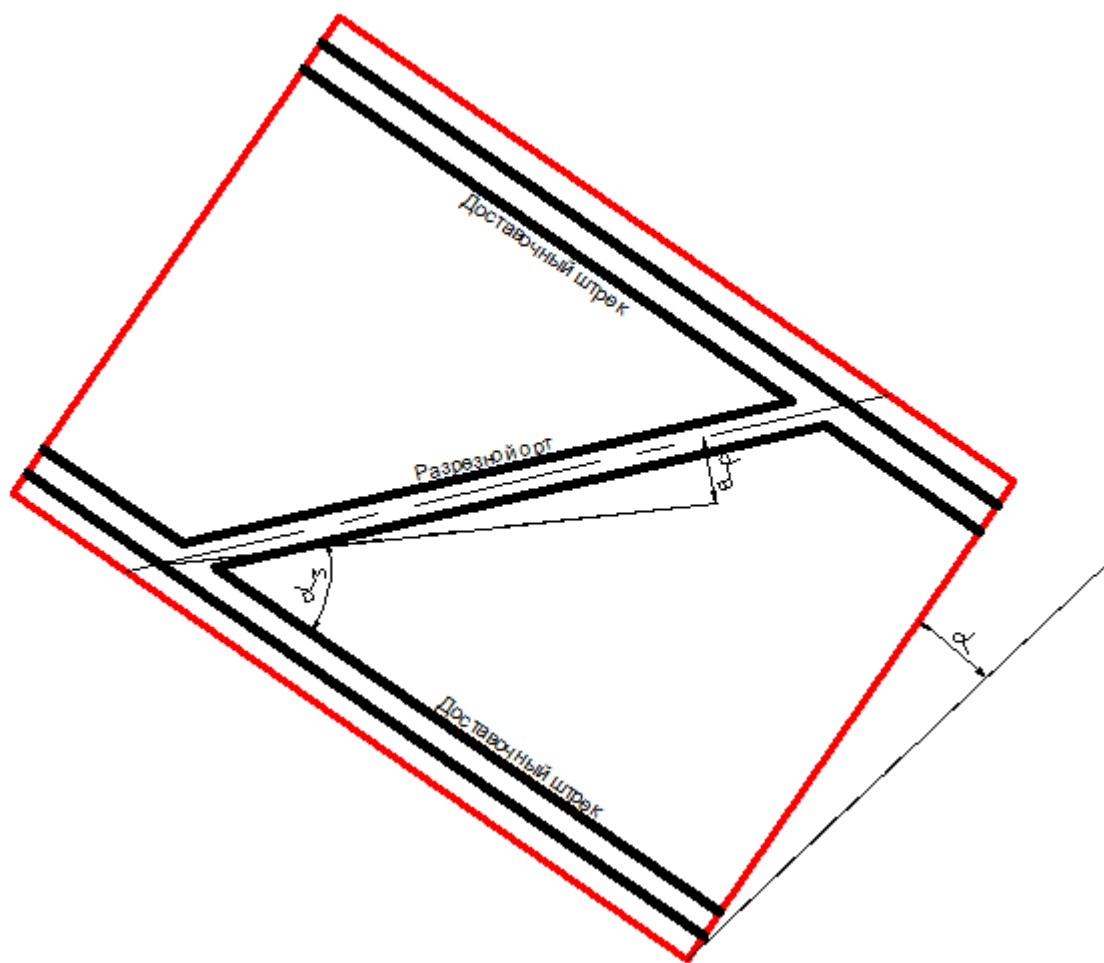


Рисунок 30 - Схема расположения залежи с обозначением расположения углов.

Различные азимуты заложения выработки в зависимости от угла падения залежи и угла наклона выработки для заезда самоходного-дизельного оборудования приведены на рисунке 31.

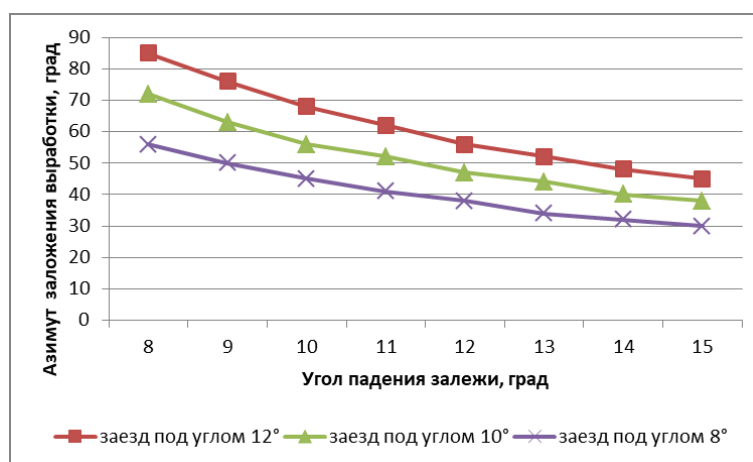


Рисунок 31 - График зависимости азимута заложения выработки от угла падения залежи для заезда самоходного-дизельного оборудования.

2.2. Конструирование вариантов системы разработки для наклонных залежей

Исходя из опыта разработки месторождений в схожих горно-геологических условиях, сконструирован способ отработки наклонных залежей с учетом азимута заложения нарезных выработок, который можно воспроизвести в двух вариантах [81-113]:

1. Без применения защитного слоя;
2. С применением защитного слоя.

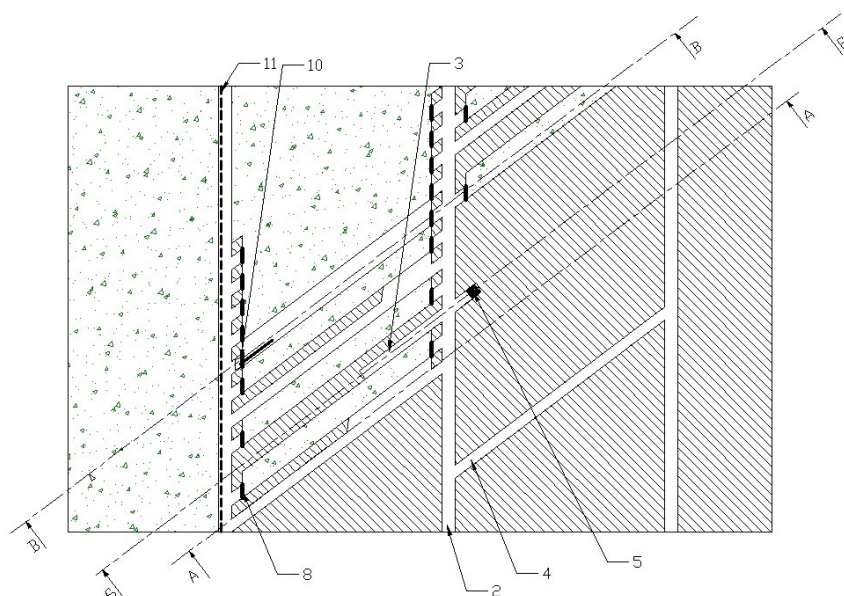
Сконструированный вариант системы разработки без применения защитного слоя может быть использован при устойчивых рудах и вмещающих породах, небольшой глубине отработки, отсутствии повышенного горного давления. В данном случае профилактикой противоударных мероприятий, является защищенная зона, которая формируется путем бурения технологических разгрузочных скважин (шпуров) согласно «Указаниям по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам».

Сконструированный вариант системы разработки с применением защитного слоя рекомендован: при ведении горных работ на больших глубинах, в условиях повышенного горного давления, неустойчивых рудах и вмещающих породах.

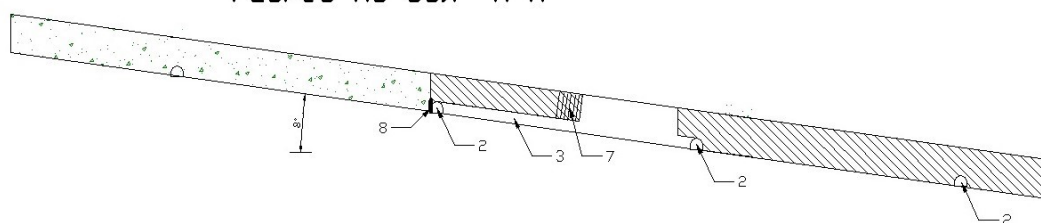
На рисунке 32 показан сконструированный вариант камерной системы разработки без применения вент-закладочного горизонта. Отработка залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела в защищенной зоне, сформированной путем бурения технологических разгрузочных скважин. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на секции (ленты). Секции отрабатываются камерами высотой 20,0 метров. Выемка камер происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного, доставочного штреков и рудоспуска.

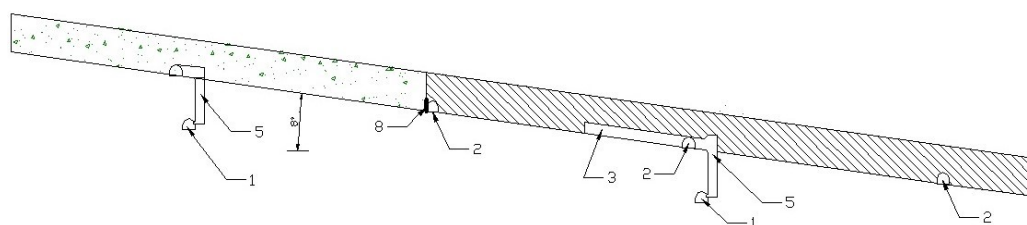
План горных выработок



Разрез по оси А-А



Разрез по оси Б-Б



Разрез по оси В-В

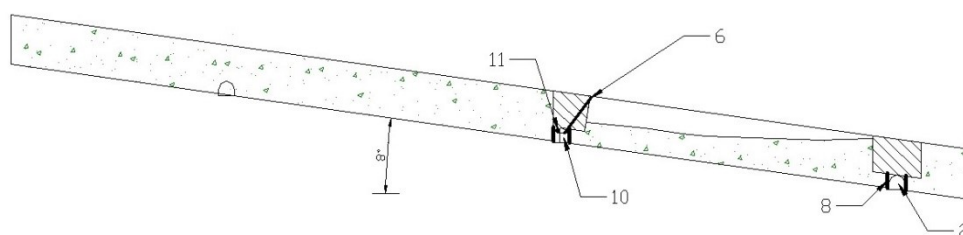


Рисунок. 32 - Камерная система разработки без вент-закладочного горизонта
для отработки наклонных залежей:

- 1- откаточный штрек; 2 – доставочный штрек; 3- разрезной орт; 4 - наклонные заходки; 5- рудоспуск; 6- закладочная скважина; 7- скважины для отделения полезного ископаемого от массива; 8-закладочная перемычка; 10- нагнетательная установка; 11 - трубопровод закладочной смеси (бетоновод).

Нарезные работы начинаются с прохождения из доставочного штрека разрезного орта, под определенным азимутом заложения выработки, обеспечивающим наиболее полное «вписывание» будущей камеры в контур рудного тела, сокращая потери и разубоживание полезного ископаемого.

Процесс очистной выемки начинается, когда из разрезного орта происходит забуривание верхних восходящих комплектов буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Подача закладочной смеси в закладочные скважины, производится при помощи монтажа в закладочные скважины бетоновода, расположенного в доставочном штреке.

При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала. Закладочная смесь поступает в камеру за счет давления, поступающего от поверхностного доставочного комплекса либо нагнетательной установки, расположенной непосредственно в доставочном штреке.

Расположение доставочных штреков, обеспечивает возможность располагать закладочные скважины, таким образом, чтобы произвести полную закладку камеры без оставления недозакладов.

Стадии очистной выемки повторяются до полной отработки блока.

Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием общешахтной депрессии по доставочному штреку через заезды в камеры, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через доставочный штрек соседнего блока.

В условиях весьма сильной нарушенности руд и вмещающих пород, нахождения горной выработки в зонах влияния тектонического нарушения I и II порядка, ослабленных контактов руд и вмещающих пород кровли, следует производить поворот разрезного орта на азимут, обеспечивающий наиболее качественное «вписание» выработки в контур рудной залежи, на расстоянии не

менее 5.0 метров относительно, ближайшего к разрезному орту, бока доставочного штрека, с целью сохранения сопряжения горных выработок, а также целика между разрезным ортом и доставочным штреком (рисунок 33). Вариант заложения выработки данным способом также рекомендуется к применению при расчетном азимуте заложения разрезного орта относительно доставочного штрека в горизонтальной плоскости менее 60° .

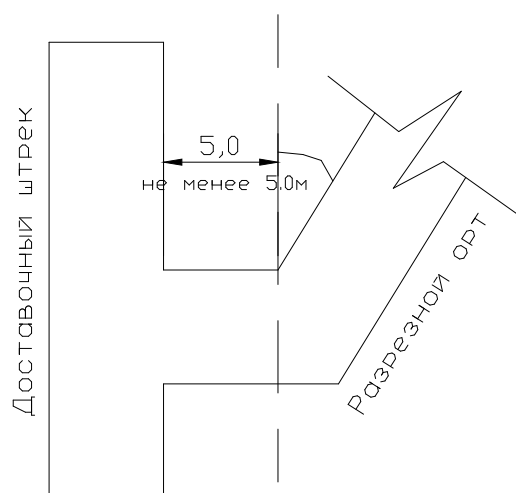


Рисунок 33 - Способ формирования сопряжения в сложных горно-геологических условиях.

На рисунке 34 представлена камерная система разработки с закладкой для наклонной залежи. Отработка залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела в защищенной зоне, сформированной путем создания защитного бетонного слоя мощностью 5,0 метров. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на секции (ленты). Секции отрабатываются камерами высотой 15,0 метров. Выемка камер происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного, доставочного и вент-закладочного штреков, рудоспуска.

Проведение нарезных и очистных работ аналогично варианту системы разработки без применения защитного слоя.

Подготовка защитного слоя аналогична способу проходки разрезных ортов, за исключением того, что разрезные орты проходят из вент-закладочного штрека, а секции отрабатываются на высоту разрезного орта путем расширения до максимально допустимой ширины камеры.

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесь подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

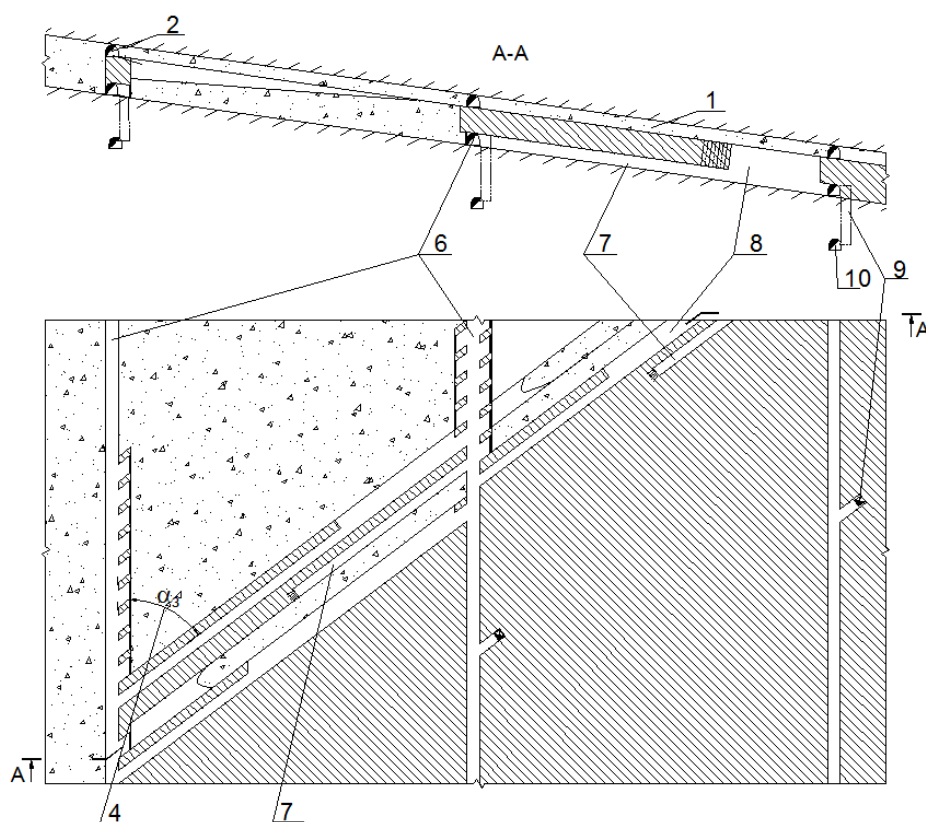


Рисунок 34 - Схема выемки камер вкрест простирания рудного тела:

- 1 - защитный бетонный слой; 2 - вентиляционно-закладочный штрек; 4 - угол заложения заходки относительно вентиляционно-закладочного штрека; 5 - трубопровод закладочной смеси; 6 - доставочный штрек; 7 - разрезной орт; 8 - камера; 9 - рудоспуск; 10- откаточный штрек

Закладочная смесь поступает в камеру за счет давления, поступающего от поверхностного доставочного комплекса либо нагнетательной установки, расположенной непосредственно в вентиляционно-доставочном штреке.

Стадии очистной выемки повторяются до полной отработки блока.

ВЫВОД:

Сравнивая варианты сконструированных систем разработки с вариантом системы применяемой рудниками, отрабатывающими месторождения Норильского рудного района выявлено, что у предлагаемых вариантов систем разработки с использованием расчётного азимута заложения очистных камер, достоинствами являются:

1. Упрощенная схема подготовки выемочной единицы;
2. Небольшой объем горно-подготовительных работ:
 - в варианте с применением вент-закладочного горизонта: за счет снижения проведения горных выработок по пустой породе;
 - в варианте без применения вент-закладочного горизонта: за счет отсутствия «лишних» затрат на проведение горно-подготовительных работ;
3. Расположение вент-закладочного штрека позволяет улучшить контроль за процессом закладки, за счет нахождения в «непосредственной близости» от рабочей области добычного участка.
4. Улучшенная заполняемость выработанного пространства твердеющей закладкой за счет:
 - уменьшения длины закладочных скважин (снижение затрат на бурение);
 - исключение фактора «непопадания» закладочных скважин в выработанное пространство;
 - расположение вент-закладочного штрека позволяет минимизировать процент оставления недозакладов в выработанном пространстве за счет обеспечения простоты забуривания скважин.
5. Уменьшение объема потерянной руды и примешанных пород на контакте руда-порода, предусмотренный системой расчет угла заложения α_3 позволяет расположить разрезной орт в пространстве таким образом, чтобы обеспечить вписание стенок камеры в контур залежи.

Исходя из достоинств отработки рудных залежей, камерными системами разработки с закладкой с вычисляемым азимутом заложения очистных выработок, выявлено, что при использовании предлагаемой тригонометрической формулы

$$\alpha_3 = \arcsin\left(\frac{\sin(\alpha_6)}{\tan(\alpha)}\right)$$

переход на технологии добычи руд с использованием изменения азимута заложения нарезной выработки относительно подготовительной выработки в горизонтальной плоскости, обеспечивает отработку очистных камер с минимизацией потерь и разубоживания в процессе очистной выемки полезного ископаемого и является пригодным для использоваться на промышленных площадках горнорудных предприятий.

3. ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АЗИМУТА ЗАЛОЖЕНИЯ ОЧИСТНЫХ КАМЕР НА ВЕЛИЧИНУ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ

3.1. Обоснование методики исследования

Азимут заложения очистных выработок оказывает важное влияние на расположение очистных выработок в контуре рудного тела. Именно расположение очистных камер в пространстве является одним из гарантов полноты извлечения полезного ископаемого из недр, регулируя соотношение между потерями и разубоживанием.

Исследование соотношения потерь и разубоживания для предлагаемых систем разработки произведено комплексной методикой. В программе «Micromine», в соответствии с исходными данными. Построены различные варианты рудных залежей, а также каркасы горных выработок, соответствующих, вариантам системы разработки, что позволило максимально реалистично оценить масштаб добычи и выявить проблемные места. Данные по наличию потерь и разубоживания полученные графическим способом, через построение 3-D моделей, были экспортированы и пересчитаны с помощью математического расчета согласно формулам:

$$K_n = П/Б, \quad (2)$$

$$K_k = В/Д, \quad (3)$$

где П - количество потерь руды, т, град.; В - Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т.; Д - количество добытой горной массы, т; Б - балансовые запасы, т.

Идея работы состоит в переходе на технологии добычи руд с вычислением азимута заложения нарезной выработки, относительно подготовительной выработки в горизонтальной плоскости, обеспечивающим дальнейшую отработку камеры с минимизацией потерь и разубоживания в процессе очистной выемки полезного ископаемого.

3.2. Оценка влияния азимута заложения камер на величину потерь и разубоживания

На рисунке 35 представлено расположение разрезного орта (РО) и доставочного штрека (ДШ) в сконструированном варианте системы разработки для наклонной залежи с углом падения 8° . Исходя из предлагаемой формулы азимут заложения разрезного орта составит:

$$\alpha_3 = \arcsin(\sin 12^\circ / \tan 8^\circ) = 85,38^\circ \quad (4).$$

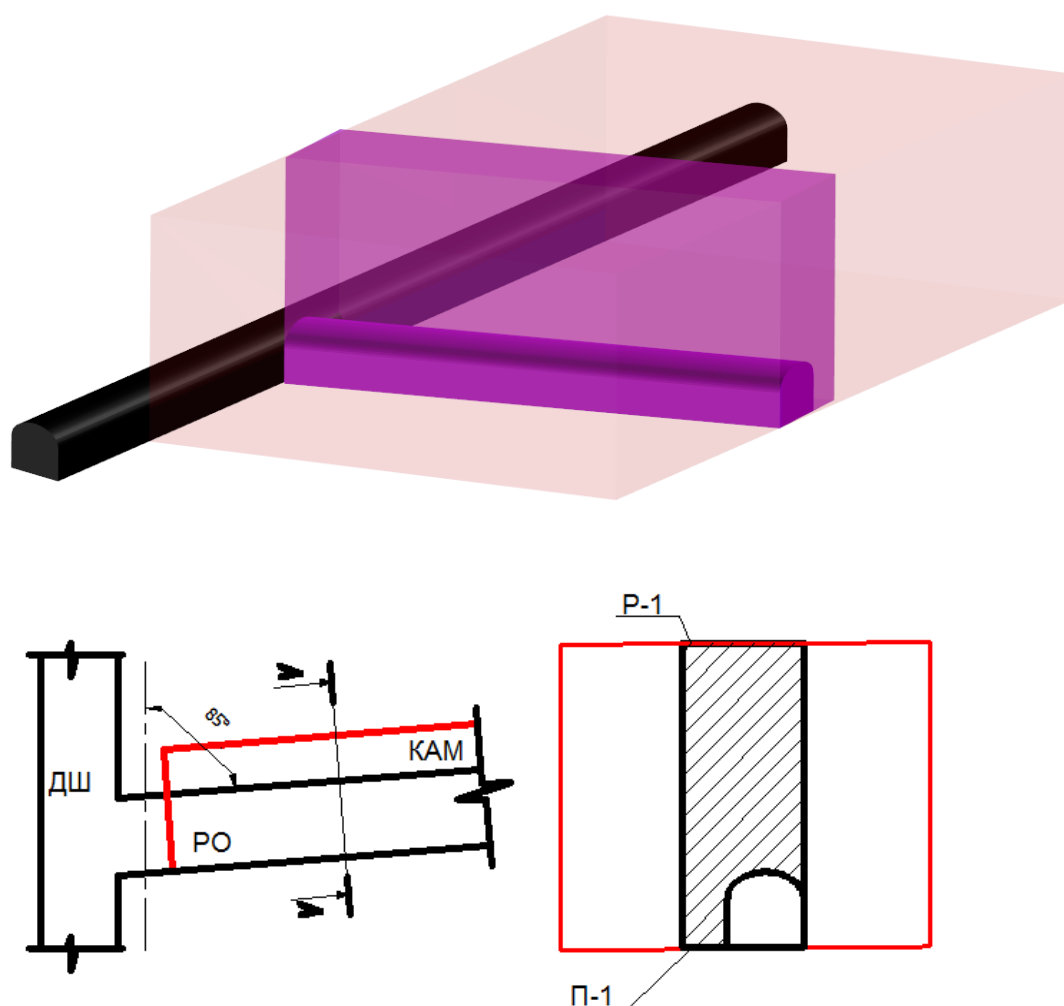


Рисунок 35 - Схема расположения разрезного орта и доставочного штрека при использовании варианта сконструированной системы разработки для угла падения рудного тела 8° :

P-1 – разубоживание на контакте руда-порода; П-1 – потери на контакте руда-порода.

На рисунке 36 показаны потери и разубоживание, получаемые при использовании базового варианта системы разработки.

Из рисунка 35 видно, что при расположении рудного тела, ориентированного на увеличение угла падения залежи вкрест простирания, разрезной орт за счет изменения расположения в пространстве, располагается в контуре залежи с минимальными потерями (0.2%) и разубоживанием (0.2%), что обеспечивает полноту и качество выемки полезного ископаемого, повышая экономический эффект.

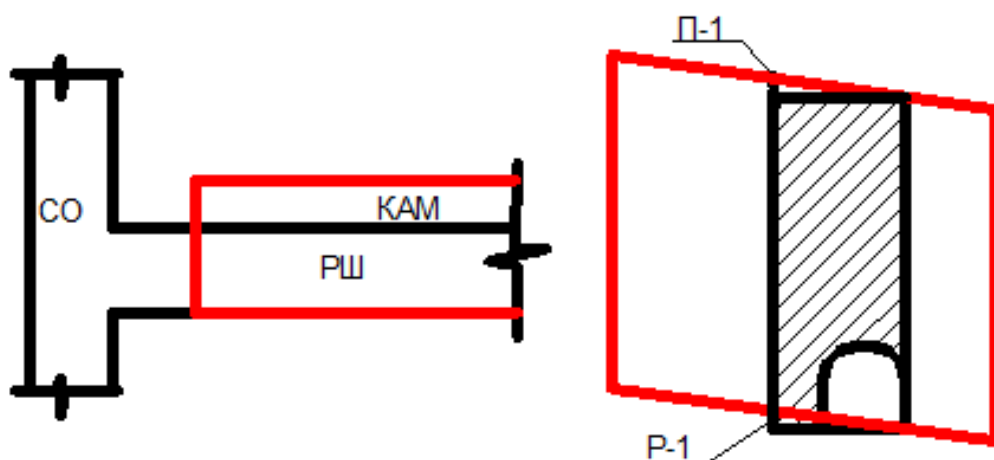


Рисунок 36 - Схема расположения слоевого орта и разрезного штрека при использовании базового варианта системы разработки для угла падения рудного тела 8° :

Р-1 – разубоживание на контакте руда-порода; П-1 – потери на контакте руда-порода.

Потери и разубоживание в базовом варианте при аналогичных горно-геологических условиях составляют: П-1 = 3.5%, Р-1 – 1.9%, что составляет на 1.5-2.0% выше чем в предлагаемом варианте, подтверждая, что азимут заложения разрезной выработки весомо влияет на качество и количество добытого полезного ископаемого.

Потери и разубоживание, полученные при рассмотрении углов 10° , 11° , 12° , 14° , 15° представлены на рисунках 37-39.

Согласно опыта разработки наклонных рудных залежей допускается:

1. Ограничения по ширине очистных выработок необходимо рассматривать на вертикальном поперечном сечении, сравнивая их пролет по

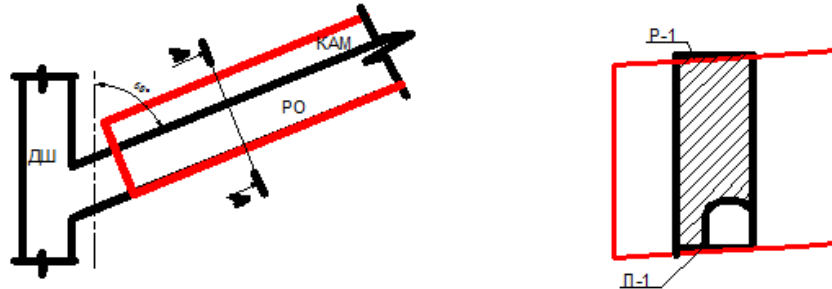
кровле выработки ($V_{кр}$). В средней и нижней части очистной выработки, ее ширина может превышать регламентируемые значения, при условии, что это не приводит к увеличению пролета по кровле выработки.

2. Ограничения по высоте очистных выработок необходимо рассматривать на вертикальном поперечном сечении, от самой нижней точки.

3. На участках выклинивания руды, присутствия безрудных «прослоев», тектонических нарушений различных порядков, сложной формы контура залежи и морфологии - высоту камер допускается увеличивать до 5,0 м относительно регламентируемой. В этом случае, должны быть разработаны дополнительные мероприятия по обеспечению проветривания камеры.

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 10 град

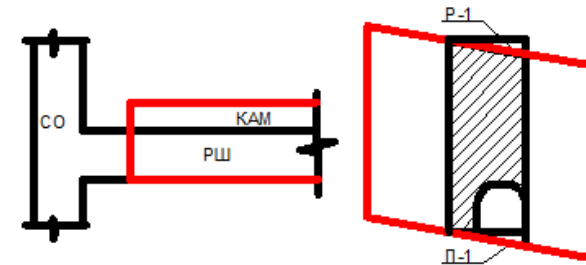


Площадь камеры = 137,2 м2

П-1 = 2,9м2 П-1 = 2,1% = 0.979
Р-1 = 2,9м2 Р-1 = 2,1% = 0.979

БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 10 град

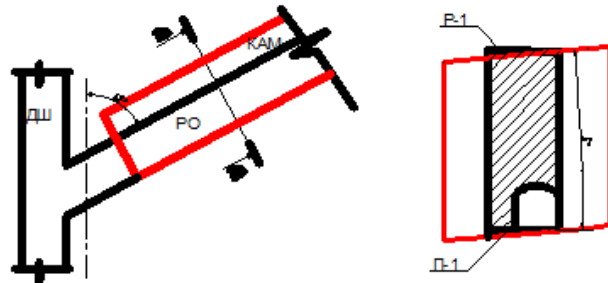


Площадь камеры = 137,2 м2

П-1 = 5,6м2 П-1 = 4,1% = 0.959
Р-1 = 5,6м2 Р-1 = 4,1% = 0.959

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 11 град

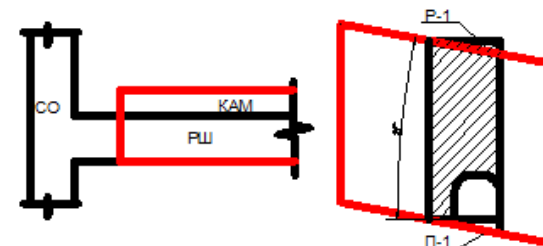


Площадь камеры = 137,2 м2

П-1 = 3,2м2 П-1 = 2,3% = 0.977
Р-1 = 3,2м2 Р-1 = 2,3% = 0.977

БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 11 град



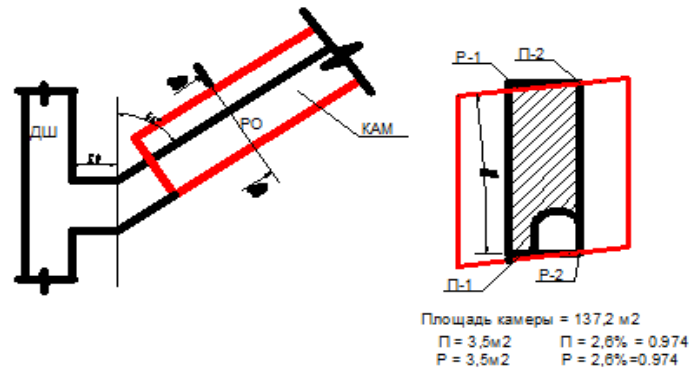
Площадь камеры = 137,2 м2

П-1 = 6,2м2 П-1 = 4,5% = 0.955
Р-1 = 6,2м2 Р-1 = 4,5% = 0.955

Рисунок 37 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта для углов 10°, 11°.

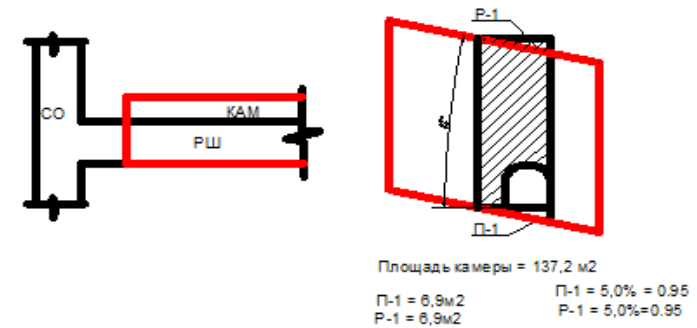
ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 12 град



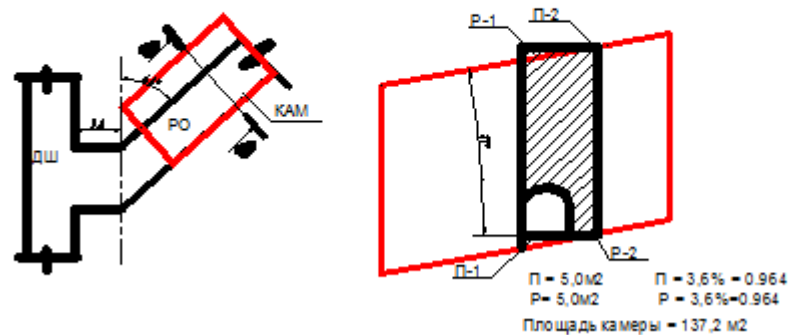
БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 12 град



ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 14 град



БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 14 град

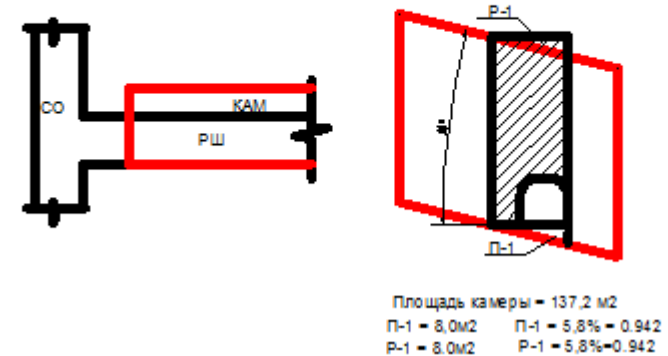
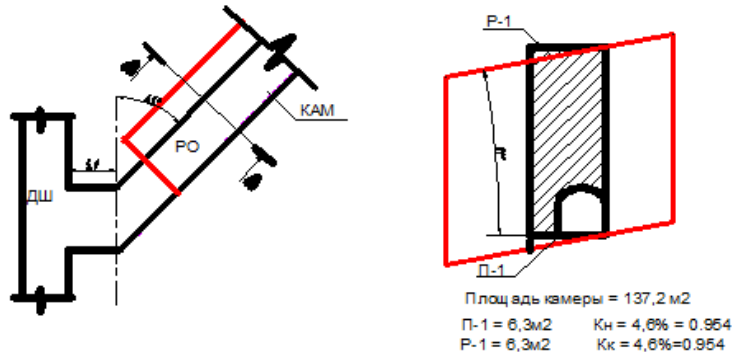


Рисунок 38 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта для углов 12°, 14°.

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 15 град



БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 15 град

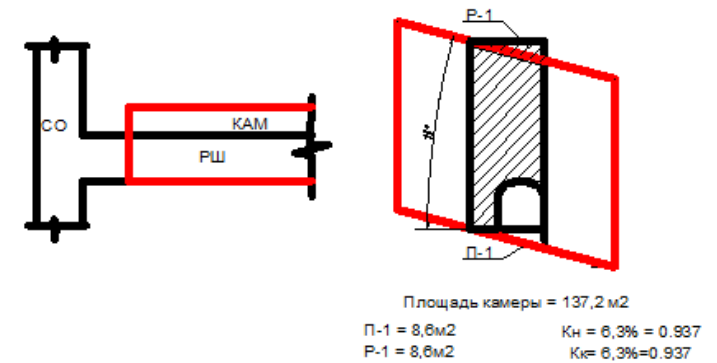
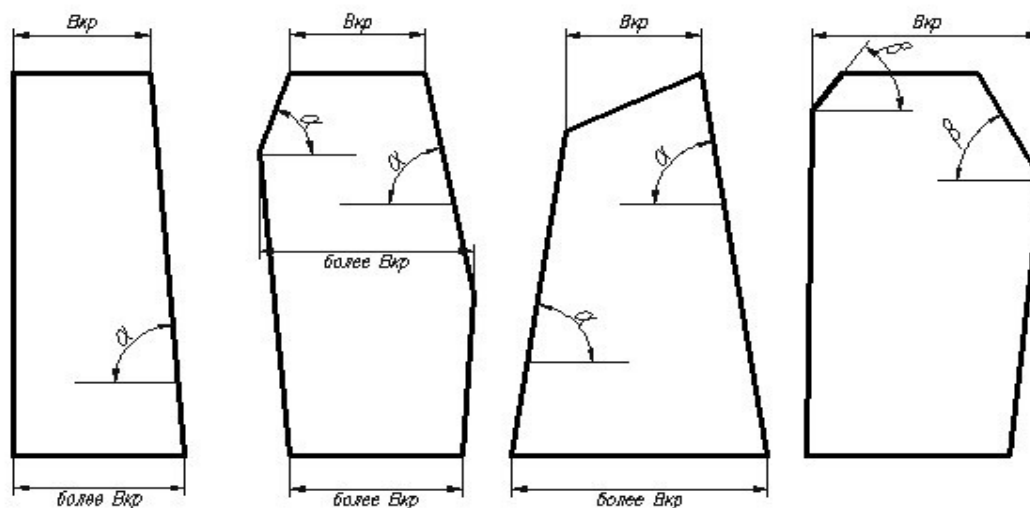


Рисунок 39 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта для угла 15°.

Исходя из опыта разработки наклонных рудных залежей, рекомендуемой конфигурацией камер, помимо варианта с вертикальными стенками под углом 90° , являются варианты, представленные на рисунке 40, использование которых позволяют привести потери и разубоживание к минимуму.



α – не менее 80° ; β – менее 70° ;

а) определение ширины камеры $V_{кр}$;

Рисунок 40 - Схемы к определению ширины и высоты очистной выработки.

На рисунке 41 представлена зависимость коэффициента извлечения из недр от угла залегания рудного тела, для предлагаемого и базового вариантов при способе отработки рудной залежи без применения защитного слоя.

На рисунке 42 представлена зависимость коэффициента изменения качества полезного ископаемого от угла залегания рудного тела, для предлагаемого и базового вариантов при способе отработки рудной залежи без применения защитного слоя.

Из графиков следует, что изменение направления камеры, обеспечивает снижение величины потерь и разубоживания на рудо-породном контакте, «уменьшает» угол падения залежи, повышая экономический эффект, позволяя снизить потери и разубоживание на 1.5-2.0% чем в базовом варианте, за счет наиболее «качественного» расположения выработки в контуре рудной залежи.

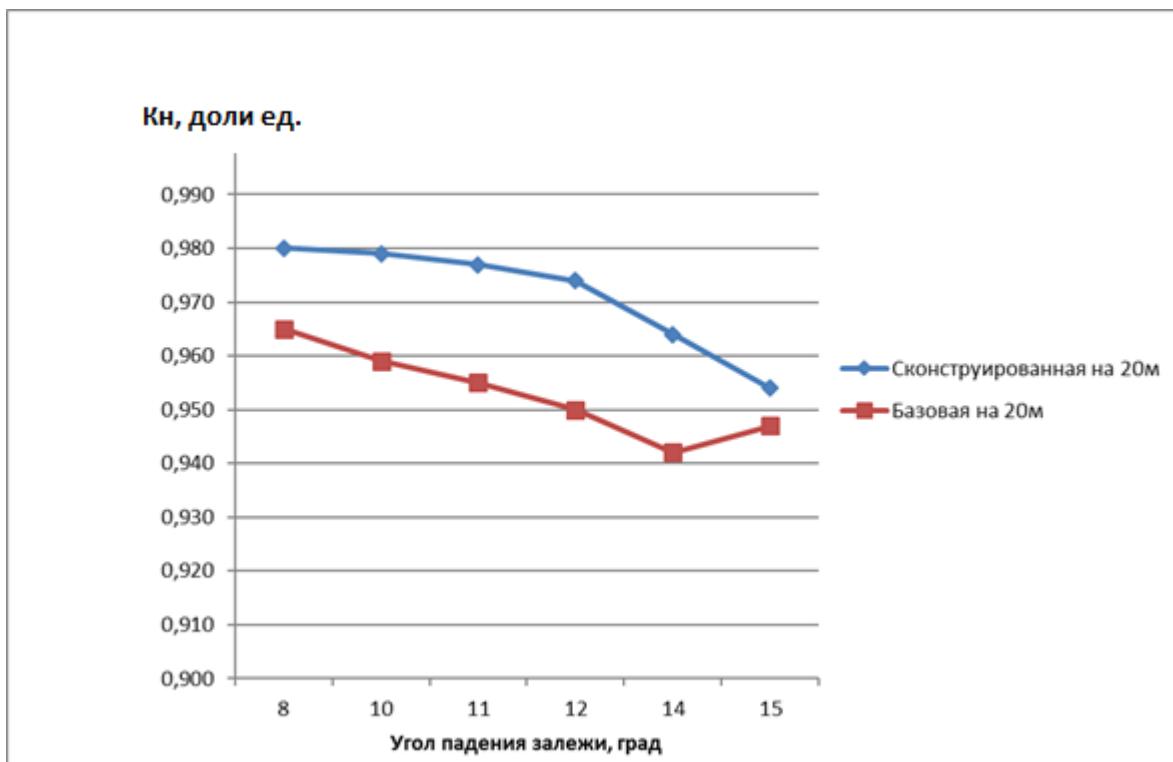


Рисунок 41 - Зависимость коэффициента извлечения из недр от угла падения рудного тела для вариантов без применения защитного слоя.

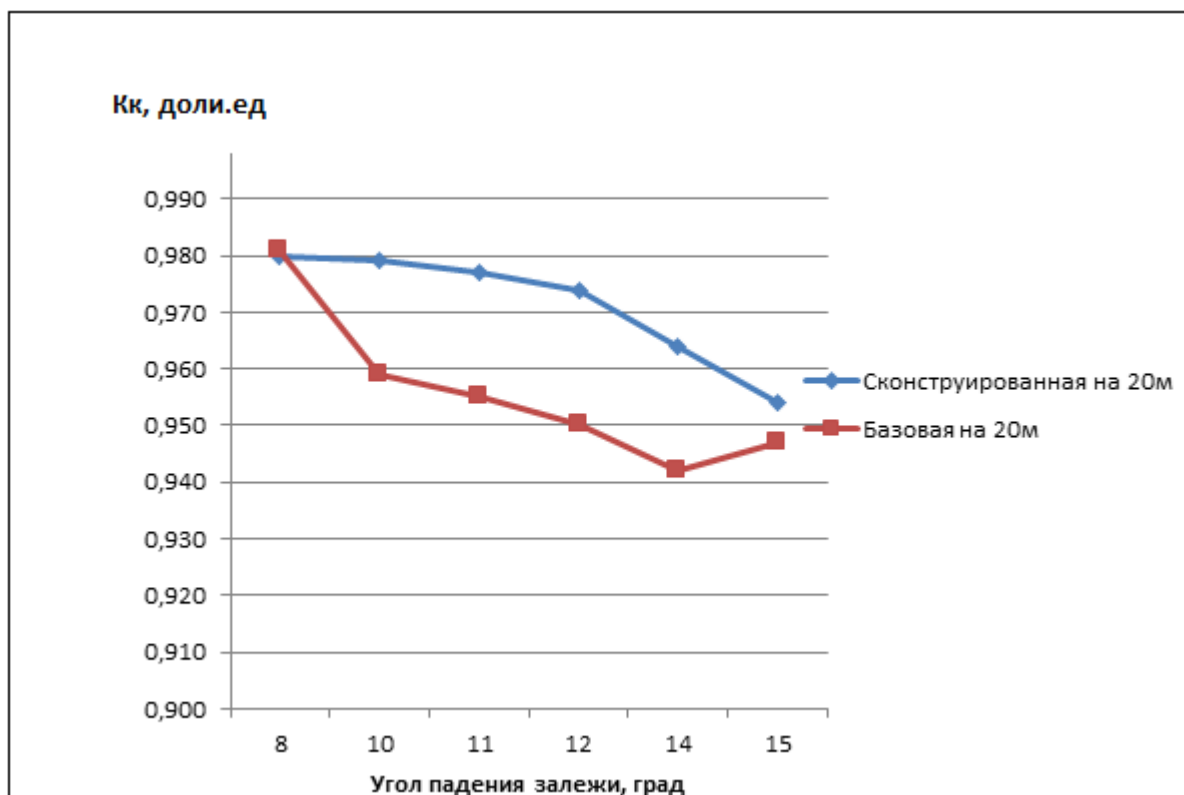


Рисунок 42 - Зависимость коэффициента изменения качества от угла падения рудного тела для вариантов без применения защитного слоя.

Исходя из проведенного исследования следует, что разработанный способ вычисления азимута заложения очистных камер, обеспечивает наиболее полное «вписание» выработки в контур рудного тела и доказывает, что при добыче рудных залежей с углами залегания от 8° до 15° , наиболее эффективной является отработка месторождения камерной системой разработки с закладкой, в которой азимут заложения очистных камер относительно подготовительной выработки, рассчитывается исходя из обеспечения наиболее «полного» расположения камеры в контуре рудной тела.

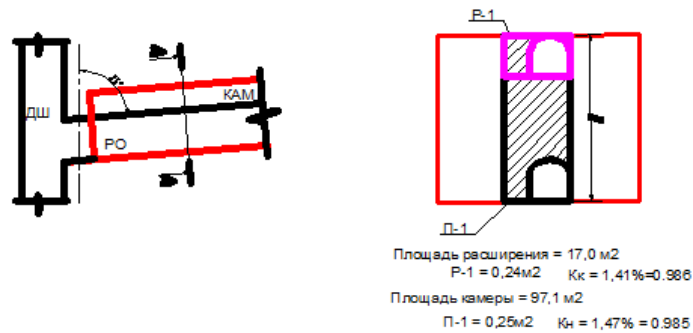
Потери и разубоживание, полученные при рассмотрении углов 8° , 10° , 11° , 12° , 14° , 15° для сконструированного варианта системы разработки и варианта, применяемого на рудниках Норильского ГМК (базовый вариант) под защитным бетонным слоем, представлены на рисунках 44-49.

На рисунке 49 представлена зависимость коэффициента извлечения из недр от угла залегания рудного тела, для предлагаемого и базового вариантов при способе отработки рудной залежи с применением защитного слоя (потери показаны суммарно, включая в себя потери по камере и расширению).

На рисунке 50 представлена зависимость коэффициента изменения качества полезного ископаемого от угла залегания рудного тела, для предлагаемого и базового вариантов при способе отработки рудной залежи с применением защитного слоя (разубоживание показано суммарно, включая в себя потери по камере и расширению).

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 8 град



БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 8 град

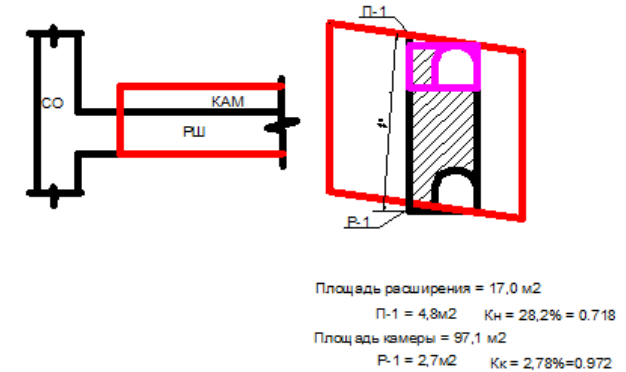
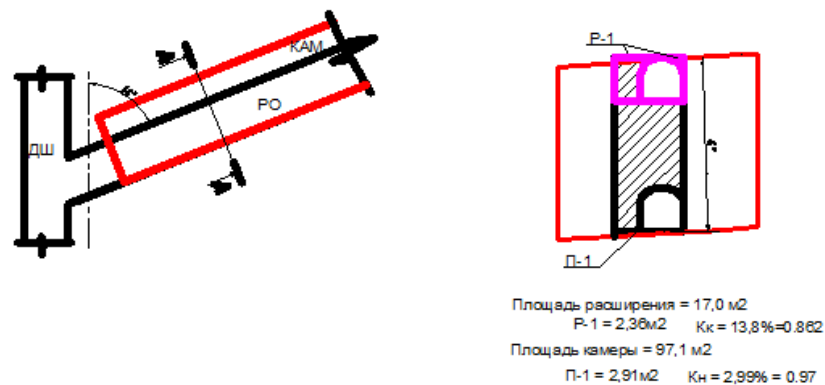


Рисунок 43 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта под защитным слоем для угла 8°.

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 10 град



БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 10 град

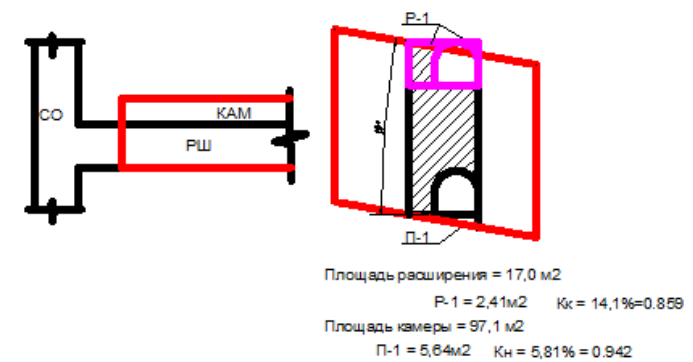
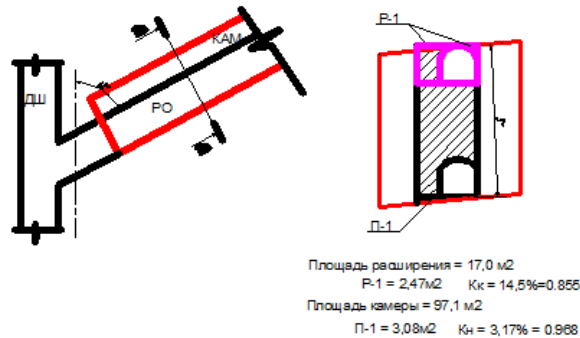


Рисунок 44 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта под защитным слоем для угла 10°.

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 11 град



БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 11 град

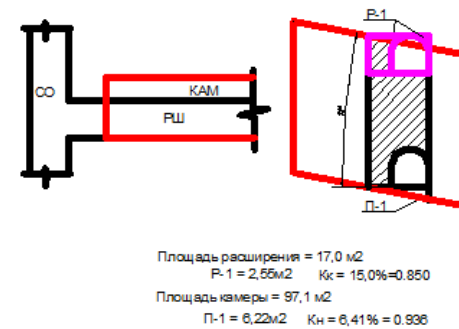
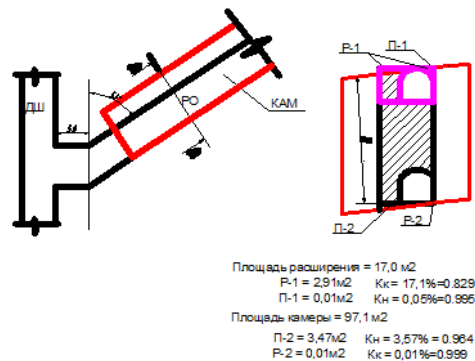


Рисунок 45 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта под защитным слоем для угла 11°.

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 12 град



БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

Угол падения 12 град

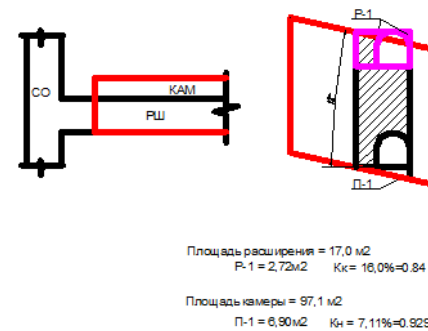
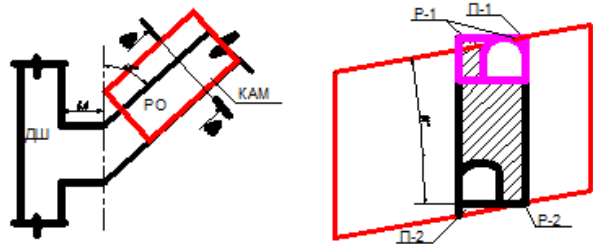


Рисунок 46 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта под защитным слоем для угла 12°.

ПРЕДЛАГАЕМЫЙ ВАРИАНТ

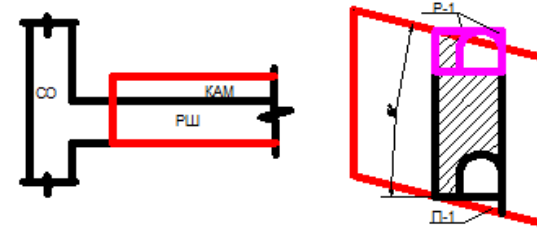
Угол падения 14 град



Площадь расширения = 17,0 м²
 $R-1 = 4,12 \text{ м}^2$ $K_k = 24,2\% = 0,758$
 $\Pi-1 = 0,04 \text{ м}^2$ $K_k = 0,23\% = 0,977$
 Площадь камеры = 97,1 м²
 $\Pi-2 = 4,81 \text{ м}^2$ $K_k = 4,95\% = 0,951$
 $R-2 = 0,04 \text{ м}^2$ $K_k = 0,04\% = 0,996$

БАЗОВЫЙ ВАРИАНТ

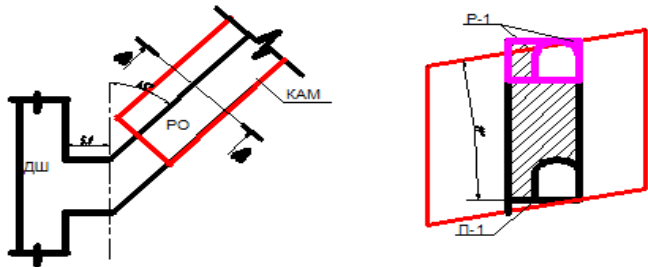
Угол падения 14 град



Площадь расширения = 17,0 м²
 $R-1 = 3,17 \text{ м}^2$ $K_k = 18,8\% = 0,814$
 Площадь камеры = 97,1 м²
 $\Pi-1 = 7,98 \text{ м}^2$ $K_k = 8,2\% = 0,918$

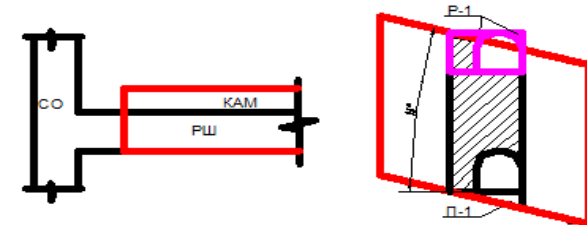
Рисунок 47 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта под защитным слоем для угла 14°.

Угол падения 15 град



Площадь расширения = 17,0 м²
 $R-1 = 5,13 \text{ м}^2$ $K_k = 30,2\% = 0,698$
 Площадь камеры = 97,1 м²
 $\Pi-2 = 6,48 \text{ м}^2$ $K_k = 6,67\% = 0,933$

Угол падения 15 град



Площадь расширения = 17,0 м²
 $R-1 = 3,27 \text{ м}^2$ $K_k = 19,2\% = 0,808$
 Площадь камеры = 97,1 м²
 $\Pi-2 = 8,57 \text{ м}^2$ $K_k = 8,83\% = 0,912$

Рисунок 48 - Схемы расположения базового и предлагаемого варианта под защитным слоем для угла 15°.

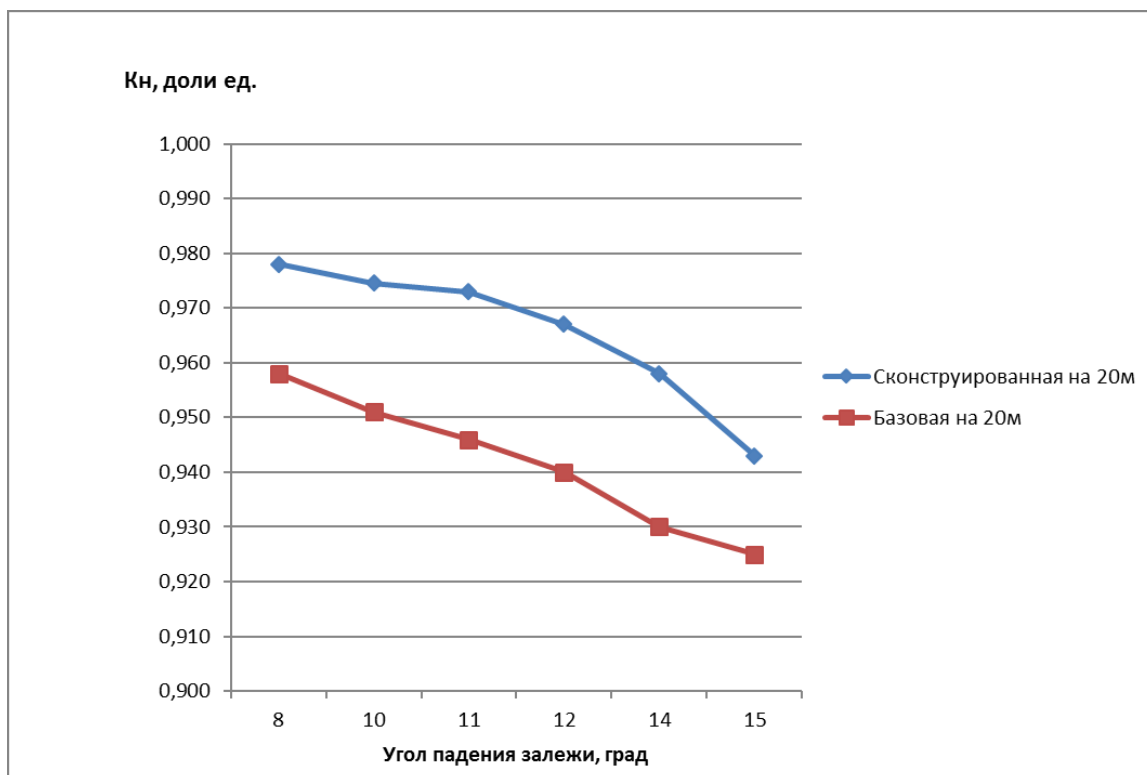


Рисунок 49 - Зависимость коэффициента извлечения из недр от угла падения рудного тела для вариантов с применением защитного слоя.

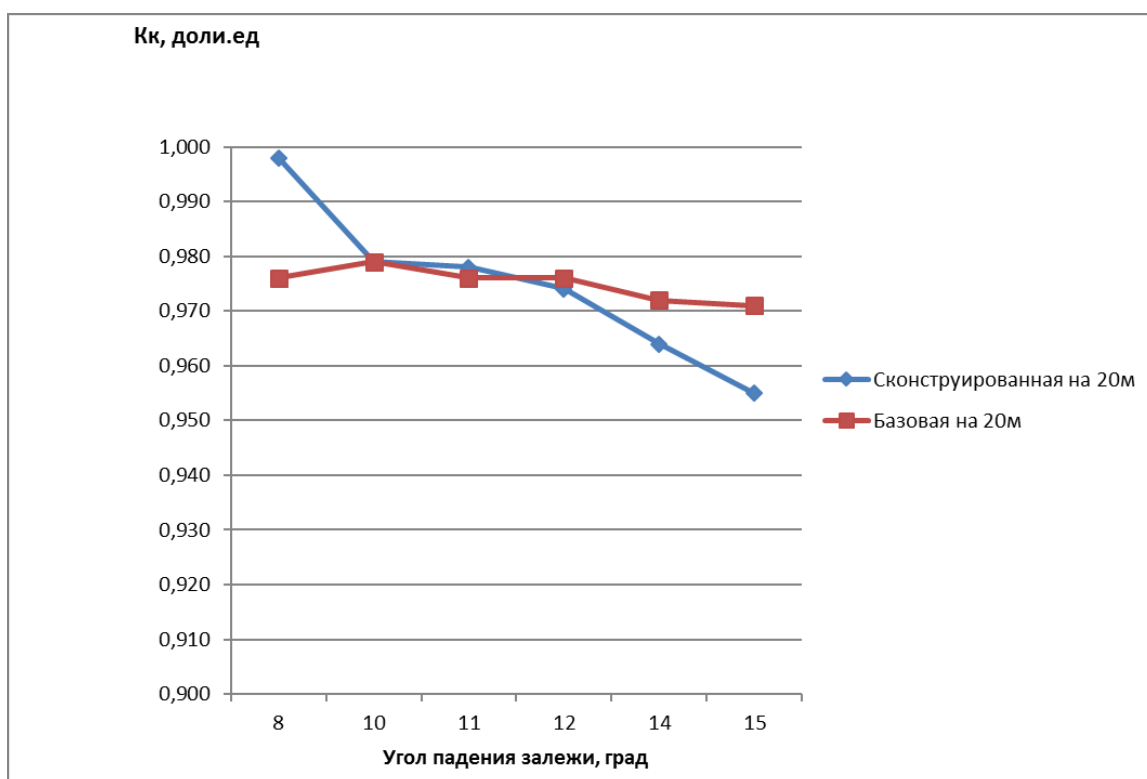


Рисунок 50 - Зависимость коэффициента изменения качества от угла падения рудного тела для вариантов с применением защитного слоя.

Из графиков следует, что изменение направления камеры, обеспечивает снижение величины потерь на рудо-породном контакте, «уменьшает» угол падения залежи, повышая экономический эффект, позволяя снизить потери разубоживание на 1.5-2.0% чем в базовом варианте, за счет наиболее «качественного» расположения выработки в контуре рудной залежи, также из графиков следует, что при изменении азимута заложения очистных камер в системах разработки с применением защитного слоя, разубоживание в сконструированном варианте на 0.5-1.5% выше чем в базовом за счет того, что при изменении заложения азимута очистной выработки угол падения залежи становится более пологим, чем в базовом варианте, а следовательно «правильная форма» камеры влечет за собой больший прихват пустой породы. Избавиться от данного недостатка сконструированного варианта системы можно за счет управления кровлей очистных камер.

Исходя из проведенного исследования выявлены распространённые места и источники потерь и разубоживания, характерные для сконструированных систем разработки (приведены в таблице 1).

Таблица 1 - Места и источники образования потерь и разубоживания

Потери руды	Условное обозначение
Потери на почве выработок	П ₁
Контакт почвы руда-порода	П ₂
Потери контакт руда-бетон	П ₃
Разубоживание на почве выработок	Р ₁
Контакт почвы руда-порода	Р ₂

Места потерь и разубоживания для предлагаемых систем разработки представлены на рисунке 51.

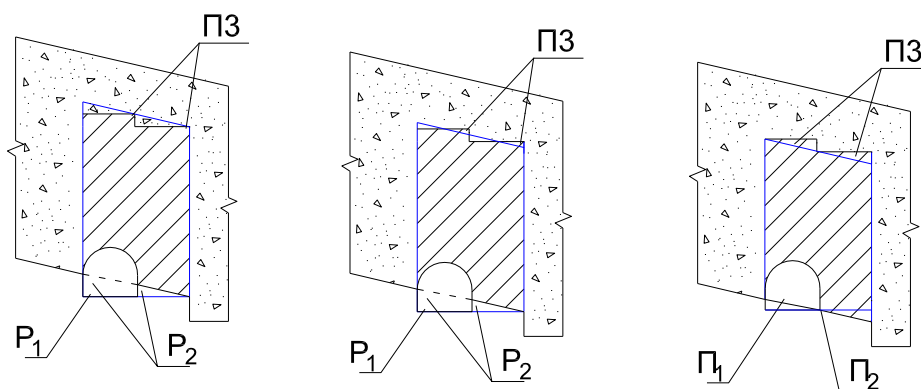


Рисунок 51 - Места и источники потерь и разубоживания.

Во время проведения работы выявлено, что при отработке наклонных залежей поиск оптимального азимута заложения горных выработок наиболее актуален при углах падения залежи с углами залегания от 8° до 15° , так как именно при этом перепаде рудного тела, проходка нарезной выработки происходит с наибольшим прихватом пустой породы по почве и нижней части боков, что является фактором для увеличения разубоживания. Использование отличного от 90° азимута заложения горных выработок при отработке рудных залежей с углом падения свыше 15° признано не критичным, так как при отработке данных рудных тел нарезная выработка находится по почве и бокам во вмещающих породах, что не исключает возможности разубоживания полезного ископаемого.

На основании проведенных исследований, выведена формула, позволяющая вычислять приемлемый угол заложения очистных камер для обеспечения дальнейшей отработки рудной залежи с минимизацией потерь и разубоживания в процессе очистной выемки полезного ископаемого:

$$\alpha_3 = \arcsin\left(\frac{\sin(\alpha_B)}{\tan(\alpha)}\right) \quad (5),$$

где α_3 - угол заложения камеры относительно доставочного штрека в горизонтальной плоскости, град.; α_B - угол наклона выработки для заезда самоходного оборудования, град.; α - угол падения залежи, град.

В технико-экономических расчетах к инвестиционным расходам отнесены капитальные вложения, затраты на замену оборудования в процессе эксплуатации

предприятия, действующие основные фонды по остаточной стоимости и затраты на пополнение оборотных средств.

Капитальные вложения по настоящей работе предусмотрены в части горно-подготовительных работ (ГПР), нарезных работ (НР), выемки запасов камер (СОР).

Для расчета эксплуатационных затрат по вариантам, рассмотрены четыре варианта систем разработки:

1. Сконструированный вариант системы разработки с отработкой залежи вкрест простирания рудного тела.
2. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК.
3. Сконструированный вариант системы разработки с отработкой залежи вкрест простирания рудного тела под защитным бетонным слоем.
4. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем.

Сравнение произведено при следующих горно-геологических и горнотехнических условиях:

1. Угол падения рудного тела $\alpha = 11^\circ$; мощность рудного тела – 20,0 м, плотность руды $\gamma = 4,05 \text{ т/м}^3$ и породы $\gamma = 2,95 \text{ т/м}^3$.
2. Годовая производительность рудника $A_r = 4000000$ тонн.
3. При проведении подготовительно-нарезных и очистных выработок используется дизельное самоходное оборудование (СДО).
4. Сечения горных выработок принимаем, исходя из опыта отработки наклонных залежей в схожих горно-геологических условиях и типа используемого оборудования:
 - Сечение горно-подготовительных выработок (ГПР) – $20,0 \text{ м}^2$;
 - Сечение капитальных горных выработок (КГВ) – $17,5 \text{ м}^2$;
 - Сечение нарезных выработок (НР) – $22,5 \text{ м}^2$;
 - Сечение рудоспуска – $4,0 \text{ м}^2$.

5. Оборудование системы разработки в сконструированном варианте и варианте, применяемом на рудниках Норильского ГМК:

- *доставочное*: погрузочно-доставочная машина ST-14;
- *буровое*: самоходная буровая установка Sandvic DL;
- *зарядное*: Charmec.

6. Оборудование системы разработки для проведения защитного слоя в сконструированном варианте и варианте, применяемом на рудниках Норильского ГМК:

- *доставочное*: погрузочно-доставочная машина ST-14;
- *буровое*: самоходная буровая установка Sandvic DD;
- *зарядное*: зарядчик РПЗ-0.6

7. Отличительной способностью систем разработки с закладкой является заполнение выработанного пространства закладочным материалом по мере подвигания очистной выемки. Последующая закладка выработанного пространства служит для того, чтобы предотвратить сдвигание вмещающих пород после выемки блока, а также для создания благоприятных условий для выемки целиков. Применение закладки выработанного пространства обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых, безопасность работ в сложных горно-геологических условиях, исключает возможность самовозгорания руд, а при разработке глубоко залегающих месторождений является эффективным средством поддержания горных пород. Обоснование нормативной прочности закладки производим исходя из регламента технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ ПАО "ГМК "Норильский Никель" (РТПП-09-2019). Для вертикальных обнажений закладки в стенках очистных камер высотой до 20.0м нормативная прочность принимается 1.5МПа. Для всех вариантов систем разработки требуется закладочная смесь с маркой прочности АШЦ М30, при формировании защитного слоя требуется смесь маркой АШЦ М100.

8. Для всех вариантов систем разработки принята схема отбойки секциями сверху вниз веерно расположенными скважинными зарядами большого

диаметра. Бурение скважин, осуществляется снизу вверх. Основное преимущество данного способа является создание четкого контура стенок камеры при отбойке за счет щадящего взрывания, достигаемого кратерной отбойкой, что позволяет избежать потерь руд и ее разубоживания закладочным массивом соседней заложной камеры или пустыми вмещающими породами.

Схемы расположения скважин представлены на рисунке 52.

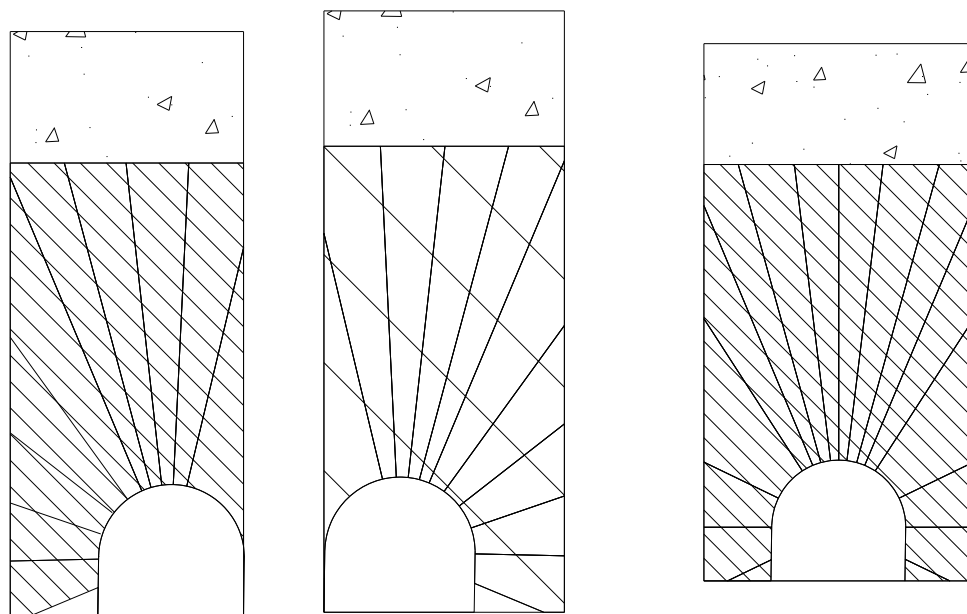


Рисунок 52 - Схема расположения скважин.

ВЫВОД:

На основании проведенного исследования выявлено, что при отработке наклонных залежей с углами залегания $8-15^\circ$, при условии наличия устойчивых руд и вмещающих пород, наиболее эффективной является отработка наклонными камерами. Установлена зависимость величин потерь и разубоживания, а также выявлено, что при отработке наклонных камер снижается величина потерь и разубоживания на 1.5-2.0%, относительно отработки камер базового варианта. Предложен способ определения азимута заложения очистных камер, который соответствует техническим возможностям погрузочно-доставочных машин и буровых установок.

4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРЕДЛАГАЕМЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

4.1. Сведения о применяемых системах разработки, оборудовании, применяемом в процессе добычи полезного ископаемого

Большая глубина ведения горных работ, удароопасность месторождений Норильского ГМК, а также наличие значительной тектонической нарушенности участков отработки предопределяют применение, в основном, сплошного порядка ведения горных работ без оставления, каких либо, жёстких целиков.

Добыча руды производится с применением камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями, с применением самоходного оборудования на доставке горной массы и бурении шпуров (скважин большого диаметра).

При камерной системе разработки предусматривается использование дистанционно управляемых погрузочно-транспортных машин.

Отработка ведется как сплошным, так и камерно-целиковым порядком выемки. По всем флангам будут пройдены единичные подготовительные выработки, обеспечивающие транспортные развязки и возможность ведения работ по ликвидации отработанных пустот.

Очистную выемку запланировано производить в защищенных зонах, образованных бурением разгрузочных скважин большого диаметра либо под защитным бетонным слоем с применением камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями.

Проходка горно-подготовительных, нарезных горных выработок и очистная выемка осуществляются на рудниках буровзрывным способом.

Для бурения шпуров в проходческих и очистных забоях применяются самоходные буровые установки типа Sandvik DD, Sandvik DL. Глубина шпуров в зависимости от типа СБУ составляет от 2,5-5,0 м. на проходческом бурении и до 20,0 м. на очистном бурении. Диаметр шпуров 43, 51, 57, 64 мм.

Для механизированного заряжания шпуров в проходческих и очистных забоях в качестве зарядного оборудования приняты пневматические порционные

зарядчики типа ЗП, РПЗ. Для заряжания очистных забоев используется самоходная зарядная машина CHARMEK.

Взрывание производится с применением патронированных взрывчатых веществ аммонит №6ЖВ, аммонал 200, гранулированные ВВ АС-8, А6, АЗ, Игданит П, Игданит, эмульсионные ВВ, Нитронит П. Гранулированные взрывчатые вещества изготавливаются на подземном пункте изготовления гранулита (ППИГ). Удельный расход взрывчатых веществ на очистных работах составляет 2,50 кг/м³, при проходке горно-подготовительных, нарезных выработок 2,7 кг/м³

В качестве средств инициирования приняты системы неэлектрического взрывания (НСИ) ИСКРА-Ш, КОРШУН-М, электродетонаторы, ЭД-3-1 ИМК, ЭД-3-Н, детонирующие шнуры ДШМ-Э, ДШЭ-12, ДШН-10, ДПМ-3, ДПМ-3-Б1, ДПМ-2-Б2, ДПМС-1.

Для инициирования зарядов применяются взрывные приборы КВП-1/100М, для проверки НСИ УПЭ – 1.5/4.

При добыче руды на месторождениях Норильского ГМК принята технология очистной выемки системами разработки с полной закладкой выработанного пространства. Производство закладочных работ является неотъемлемой частью технологической операции единого цикла по добыче руды в очистном забое (слое, ленте, камере, панели). Для закладки выработанного пространства применяются смеси материалов (заполнителей и вяжущих веществ), твердеющих во времени благодаря происходящим в них физико-химическим процессам. Закладочную смесь транспортируют в выработанное пространство по закладочным трубопроводам. Закладочная смесь подается в трубопровод непрерывно и равномерно. Режим работы трубопровода может быть самотечным (смесь транспортируется под действием статического напора, создаваемого весом смеси в вертикальном ставе) и самотечно-пневмическим (смесь транспортируется под действием статического напора на самотечном участке и с помощью сжатого воздуха на «трудных» к преодолению участках).

4.2. Способ разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела

На рисунке 53 представлена камерная система разработки с закладкой для наклонной залежи. Отработка залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела в защищенной зоне, сформированной путем бурения технологических разгрузочных скважин. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на секции (ленты). Секции отрабатываются камерами высотой 20,0 метров. Выемка камер происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного, доставочного и вент-закладочного штреков, рудоспуска.

Нарезные работы начинаются с прохождения из доставочного штрека разрезного орта.

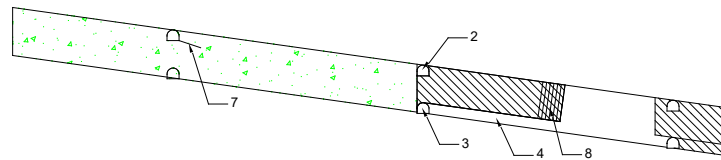
Процесс очистной выемки начинается, когда из разрезного орта происходит забуривание верхних восходящих комплектов буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

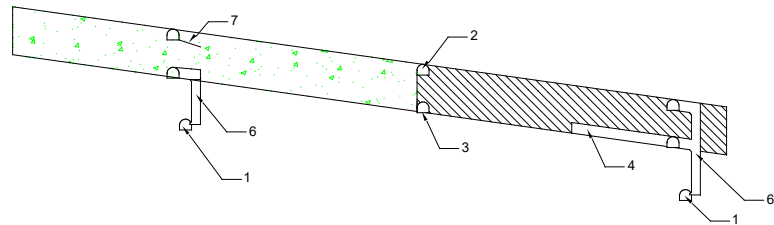
Стадии очистной выемки повторяются до полной отработки блока.

Все необходимые данные для расчётов, по данному варианту системы разработки, сводим в таблицу 2 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов для системы разработки.

Разрез по оси А-А



Разрез по оси Б-Б



Разрез по оси В-В

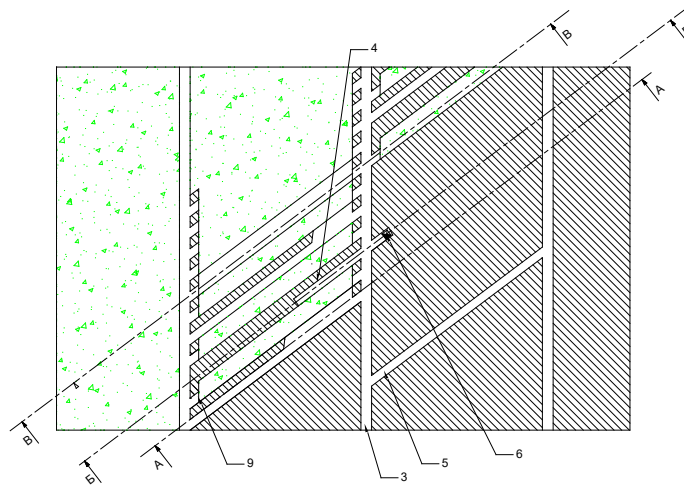
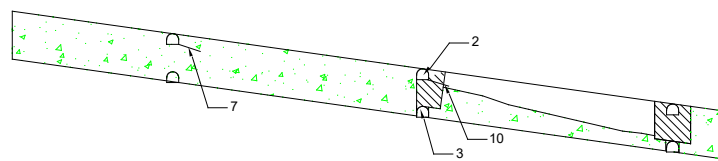


Рисунок 53 - Схема выемки камер вкрест простирания рудного тела:

- 1 – откаточный штрек; 2 - вентиляционно-закладочный штрек; 3- доставочный штрек; 4 – разрезной орт; 5 – вентиляционная сбойка; 6 – рудопуск; 7-закладочные скважины; 8 – скважины для отбойки; 9 – закладочная перемычка; 10- закладочный трубопровод

Таблица 2 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании защитного слоя*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	1	20	20	120	120	2400	2400	9720	1	9720	1	9720
Доставочный штрек	2	20	20	120	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Откаточный штрек	1	17,5	17,5	0	120	0	2100	0	1	0	1	0
Рудоспуск	1	4	4	15	40	60	160	243	1	243	1	243
Итого ГПР:						7260	9460	29403		29403		29403
НР:												
Разрезной орт	14,0	22,5	22,5	171	171	41976,6	41976,6	170005,1	1	170005,1	1	170005,1
Итого НР:						41976,6	41976,6	170005,1		170005,1		170005,1
СОР:												
Выемка запасов камер						256523,4	256523,4	1038919,9	0,98	1018141,5	0,97	1049630,4
ИТОГО							305760,0	1238328,0	0,977	1217549,6	0,977	1249038,5

**Длина разрезного орта указана исходя из средней длины ортов в блоке*

4.3. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК

На рисунке 54 представлена камерная система разработки с закладкой для мощной наклонной залежи. Оработка залежи ведётся сверху вниз, по простиранию рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело по простиранию разбивается на секции (ленты) длиной 120 м и шириной 8 м. Секции обрабатываются камерами высотой 20,0 м. Выемка камер происходит последовательно.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении транспортного и вент-закладочного штреков, рудоспуска, слоевых ортов и заездов на транспортный штрек и вент-закладочный горизонт.

Нарезные работы начинаются с прохождения из слоевого орта разрезного штрека, сечением 20,0 м².

Следующим шагом из разрезного штрека забуриваем верхние восходящие комплекты буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

В дальнейшем стадии очистной выемки повторяются до полной отработки всего блока. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по транспортному штреку через слоевые орты в камеры, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через слоевые орты соседнего блока.

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 3 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов расчётного блока по элементам системы разработки.

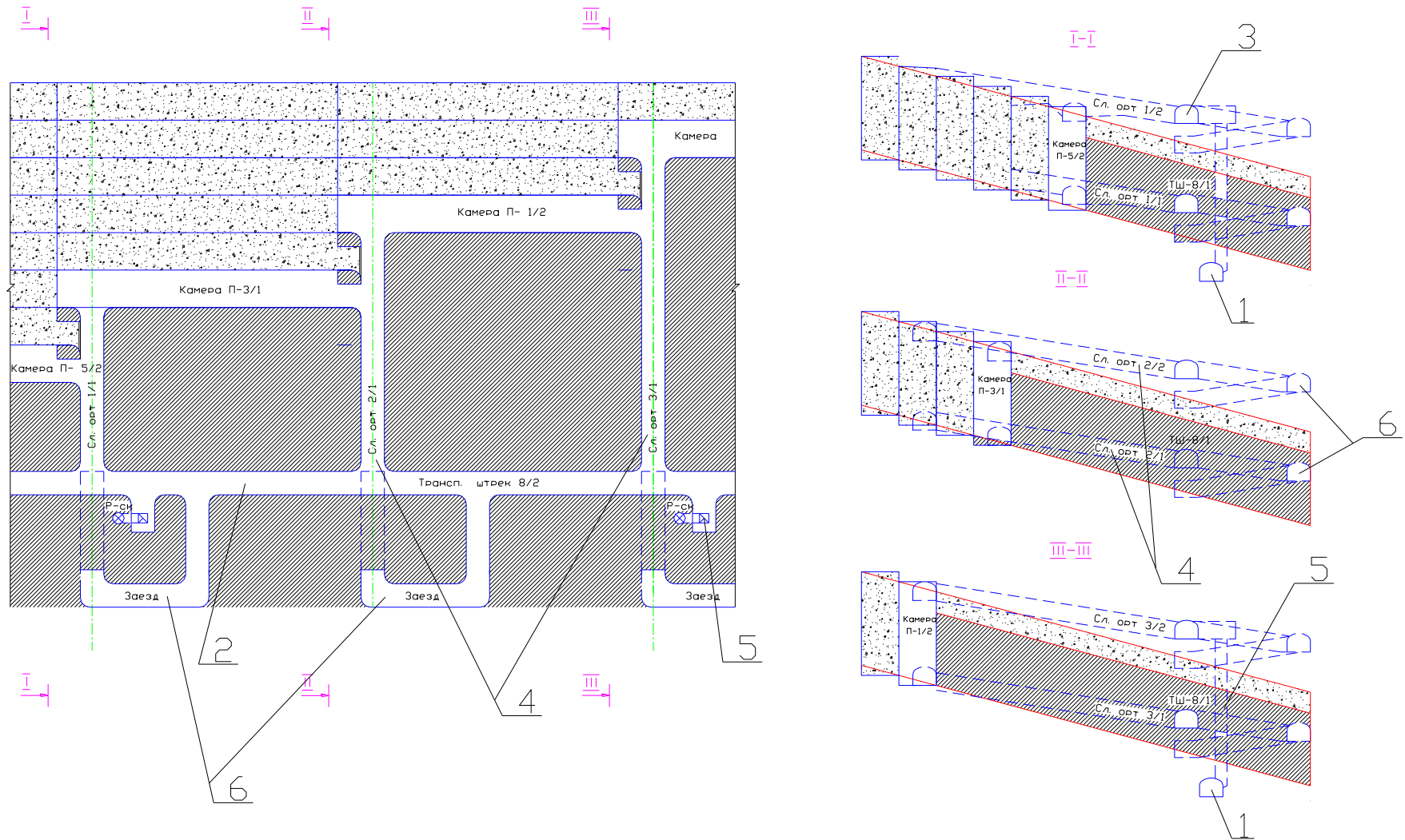


Рисунок 54 - Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК: 1 - откаточный штрек; 2 – транспортный штрек; 3 – вент-закладочный штрек; 4 – слоевой орт; 5 – рудоспуск; 6 – заезды

Таблица 3 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при варианте системы разработки, используемой на рудниках Норильского ГМК*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	2	20	20	0,0	120	0	4800	0	1	0	1	0
Транспортный штрек	2	20	20	120,0	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Откаточный штрек	2	17,5	17,5	0,0	120	0	4200	0	1	0	1	0
Слоевой орт на подсечке	2	20	20	122,25	122,25	4890	4890	19804,5	1	19804,5	1	19804,5
Слоевой орт на вент-закладку	2	0	20	0,0	122,25	0	4890	0,0	1	0,0	1	0,0
Рудоспуск	1	4	4	20	45	80	180	324	1	324	1	324
Заезды на вент-закладку	2	0	20	0	20	0	800	0	1	0	1	0
Заезды на подсечке	2	20	20	20,0	20,0	800,0	800,0	3240,0	1	3240,0	1	3240,0
Итого ГПР:						10570,0	25360	42808,5		42808,5		42808,5
НР:												
Разрезной орт	15,0	22,5	22,5	105	105	35437,5	35437,5	143521,875	1	143521,875	1	143521,875
Итого НР:						35437,5	35437,5	143521,875		143521,875		143521,875
СОР:												
Выемка запасов камер						265992,5	265992,5	1077269,6	0,96	1034178,8	0,945	1094369,1
ИТОГО								1263600,0	0,966	1220509,2	0,95300201	1280699,5

4.4. Способ формирования защитного слоя для камерных систем разработки

При разработке сближенных рудных тел на месторождениях, опасных по горным ударам, в первую очередь необходимо производить отработку рудного тела неопасного или наименее опасного. При его отработке формируется защищенная зона, в пределах которой ведение горных работ допускается как в неудароопасных условиях.

Построение защищенной зоны необходимо производить в соответствии с требованиями «Инструкции по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99). М., ГУП «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003.» и соответствующих «Указаний по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам», Норильск, Санкт-Петербург, 2015.

Построение границ защищенных зон при опережающей отработке защитного слоя.

Защищенные зоны при отработке защитного слоя могут формироваться как при надработке, так и подработке мощного рудного тела в результате опережающей отработки подкровельного или надпочвенного слоя.

Для построения защищенной зоны на разрезе вкрест простирания рудного тела от границы защитного слоя отстраивают угол β к линии падения в сторону защищаемого участка. Угол защиты β определяется в зависимости от τ (рис. 33); $\beta = 20; 35; 42; 52; 58; 64^\circ$, соответственно, при $\tau = 0,4; 0,5; 0,6; 0,7; 0,8; 0,9$. Берма безопасности вокруг выработки принимается не менее половины ширины защищаемого блока (панели, полосы, ленты).

Линия защиты должна составлять с горизонтальной линией угол, находящийся в пределах от 45° до 75° .

Если по результатам построения угол защиты не попадает в указанные пределы, его необходимо изменить до ближайшего предельного значения.

Если рудное тело в плоскости разреза имеет угол падения $\alpha \neq 0^\circ$, величина опережения наклонного защитного слоя C определяется графически.

Учет горно-геологических, тектонических и других особенностей конкретных месторождения, а также горнотехнических условий их отработки определяется соответствующими Указаниями. Для Талнахского и Октябрьского месторождений – «Указаниями по безопасному ведению горных работ ...».

При опережающей над- или подработке запасов, предупреждение горных ударов возможно производить проведением параллельных выработок с оставлением временных неудароопасных податливых целиков, размеры которых определяются экспериментально и регламентируются соответствующими «Указаниями...».

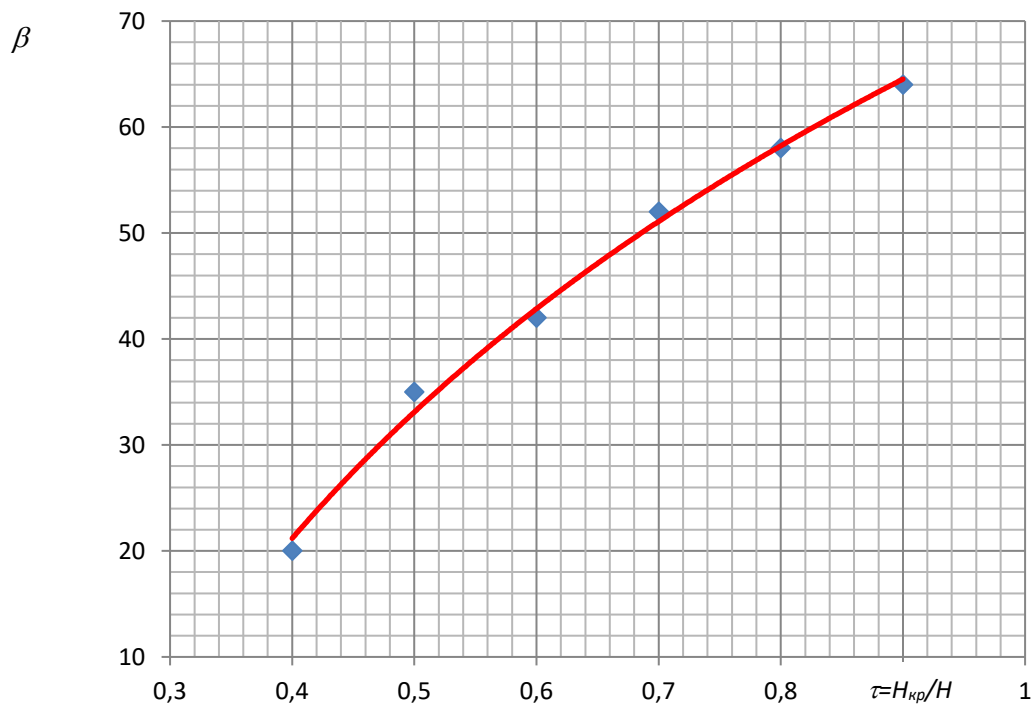


Рисунок 55 - Зависимость углов защиты β от $\tau = H_{кр}/H$

Предварительно состояние временных целиков может быть оценено сопоставлением величин сжатия целика V по нормали, приведенных на номограмме в зависимости от размеров выработанного пространства a .

При замеренном смещении V , если оно находится между значениями V_1 и V_2 делается вывод об опасном его состоянии. Если деформации целика находятся в областях смещения V_1 или V_2 - отработка безопасна по горным ударам.

Замеры начинаются, когда ширина целика приближается к величине $1,2L_{пр}$, где $L_{пр}$ - предельный размер целика.

4.5. Технология подготовки и нарезки защитного слоя для системы разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела

На рисунке 56 представлена технология подготовки и нарезки защитного слоя. Формирование защитного слоя для залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на слои (ленты) длиной 120м (расчетная ширина блока зависит непосредственно от баланса выемочной единицы), шириной разрезного орта 5.0м и высотой 5.0м. Выемка слоёв происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

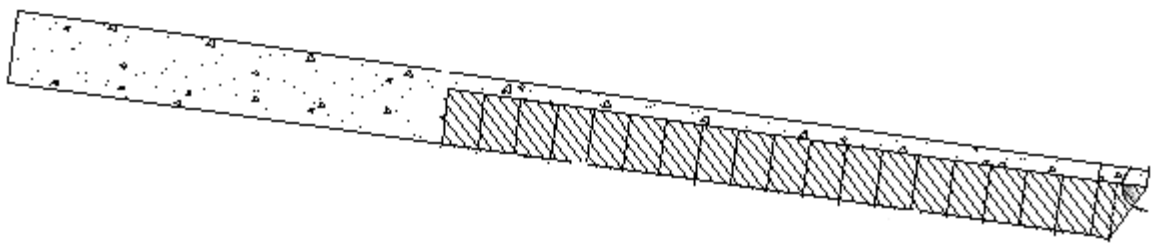


Рисунок 56 - Построение защищенной зоны при опережающей надработке и горизонтальном расположении защитного слоя

Горно-подготовительные работы заключаются в проведении двух вент-закладочного штреков.

Нарезные работы начинаются с прохождения из вент-закладочного штрека разрезного орта, сечением 22.5м^2 .

Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После проведения разрезного орта в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод.

В дальнейшем стадии повторяются до полного формирования защитного слоя. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по вент-закладочному штреку через заезды в слои, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через доставочный штрек соседнего блока штрек соседнего блока.

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 4 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов для формирования защитного слоя.

Таблица 4 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании защитного слоя*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	2	20	20	120	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Откаточный штрек	1	17,5	17,5	0	120	0	2100	0	1	0	1	0
Рудоспуск	1	4	4	15	40	60	160	243	1	243	1	243
Итого ГПР:						4860	7060	19683		19683		19683
НР:												
Разрезной орт	14	22,5	22,5	171,0	171	40263,8	40263,8	163068,2	1	163068,2	1	163068,2
Итого НР:						40263,8	40263,8	163068,2		163068,2		163068,2
СОР:												
Выемка запасов камер							31316,3	126830,8	0,98	124294,2	0,97	128138,3
ИТОГО							76440,0	309582,0	0,992	307045,4	0,988	310889,5

**Длина разрезного орта указана исходя из средней длины ортов в блоке*

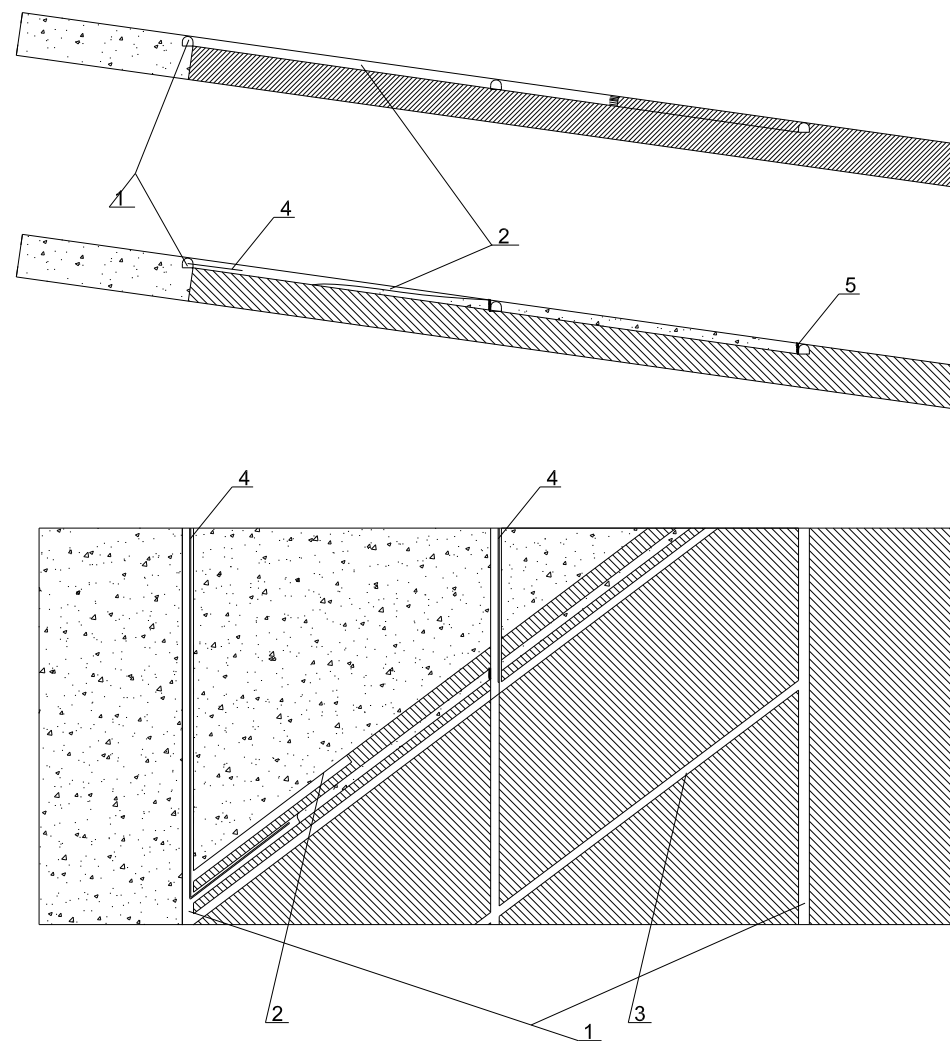


Рисунок 57 - Схема формирования защитного слоя: 1 – вент-закладочный штрек; 2 – разрезной орт; 3 – вентиляционно-ходовая сбойка; 4 – закладочный трубопровод; 5 – закладочная перемычка.

4.6. Способ разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела под защитным слоем

На рисунке 58 представлена камерная система разработки с закладкой для наклонной залежи. Оработка залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела в защищенной зоне, сформированной путем создания защитного бетонного слоя мощностью 5,0 метров. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на секции (ленты). Секции отрабатываются камерами высотой 15,0 метров. Выемка камер происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

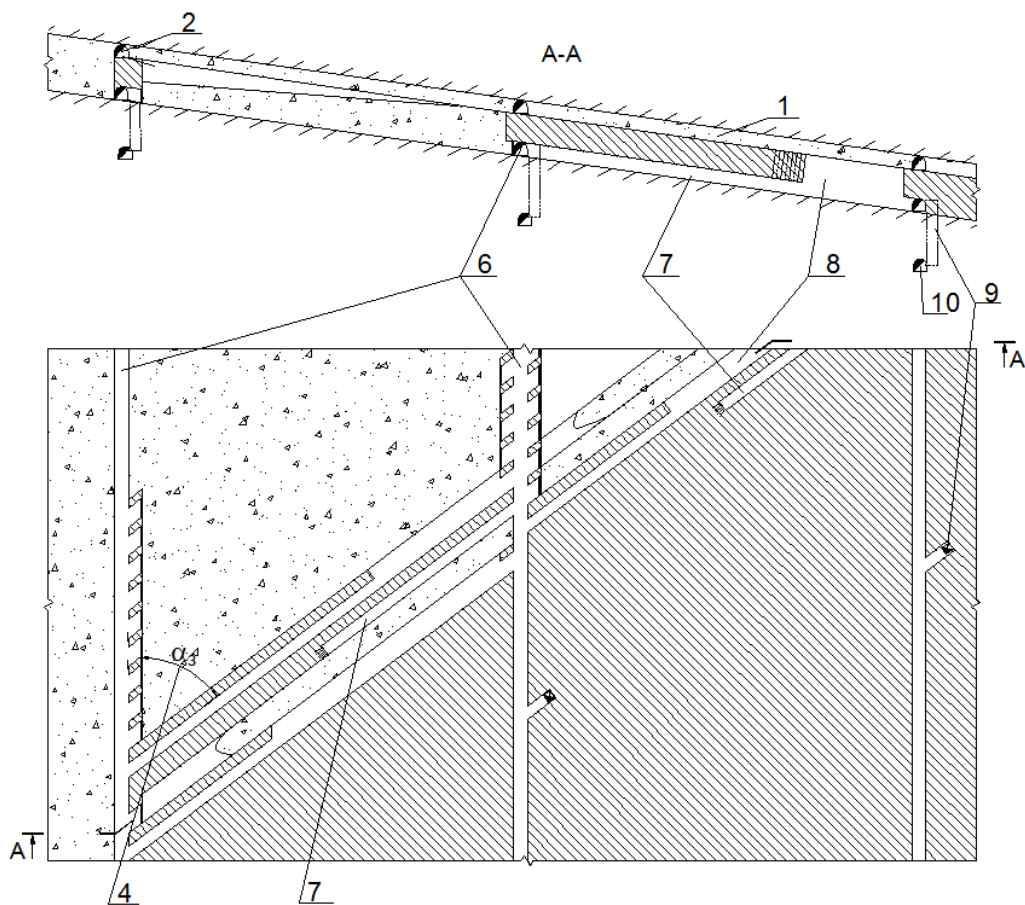


Рисунок 58 - Схема выемки камер вкрест простирания рудного тела:

- 1 - защитный бетонный слой; 2 - вентиляционно-закладочный штрек; 4 - угол заложения заходки относительно вентиляционно-закладочного штрека; 5 - трубопровод закладочной смеси; 6 - доставочный штрек; 7 - разрезной орт; 8 - камера; 9 - рудоспуск; 10 - откаточный штрек

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного, доставочного и вент-закладочного штреков, рудоспуска.

Нарезные работы начинаются с прохождения из доставочного штрека разрезного орта.

Процесс очистной выемки начинается, когда из разрезного орта происходит забуривание верхних восходящих комплектов буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

Стадии очистной выемки повторяются до полной отработки блока.

При конструировании системы разработки учитываем, что она является комплексом к ранее рассчитанному защитному слою, то есть количество разрезных выработок их сечения, длины и азимуты заложения выработок известны из предыдущего расчета, а основные подготовительные выработки уже учтены в предыдущем расчете и включены в себестоимость.

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 5 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов для формирования основного горизонта подсечки.

Таблица 5 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при оформлении горизонта подсечки*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	Учтены в расчете при формировании защитного слоя											
Откаточный штрек												
Рудоспуск												
Доставочный штрек	2	20	20	120	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Итого ГПР:						4800	4800	19440		19440		19440
НР:												
Разрезной орт	14	22,5	22,5	171,0	171	42097,5	42097,5	170494,9	1	170494,9	1	170494,9
Итого НР:						42097,5	42097,5	170494,9		170494,9		170494,9
СОР:												
Выемка запасов камер						182422,5	182422,5	738811,1	0,98	724034,9	0,97	746427,7
ИТОГО						229320,0	229320,0	928746,0	0,984	913969,8	0,976	936362,6

**Длина разрезного орта указана исходя из средней длины ортов в блоке*

4.7. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем

На рисунке 59 представлена камерная система разработки с закладкой для мощной наклонной залежи. Отработка залежи ведётся сверху вниз, по простиранию рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело по простиранию разбивается на секции (ленты) длиной 120 м и шириной 8 м. Секции отрабатываются камерами высотой 15,0 м, под защитным бетонным слоем высотой 5,0 м. Выемка камер происходит последовательно.

Подготовка защитного слоя аналогична способу проходки разрезных ортов, за исключением того, что разрезные орты проходят из вент-закладочного штрека, а секции отрабатываются на высоту разрезного орта путем расширения до максимально допустимой ширины камеры.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении транспортного и вент-закладочного штреков, рудоспуска, слоевых ортов и заездов на транспортный штрек и вент-закладочный горизонт.

Нарезные работы начинаются с прохождения из слоевого орта разрезного штрека, сечением 20,0 м².

Следующим шагом из разрезного штрека забуриваем верхние восходящие комплекты буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

В дальнейшем стадии очистной выемки повторяются до полной отработки всего блока. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по транспортному штреку через

слоевые орты в камеры, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через слоевые орты соседнего блока.

Все необходимые данные для расчётов формирования защитного слоя сводим в таблицы 6 и 7 сводим данные непосредственно для системы разработки, производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов расчётного блока по элементам системы разработки.

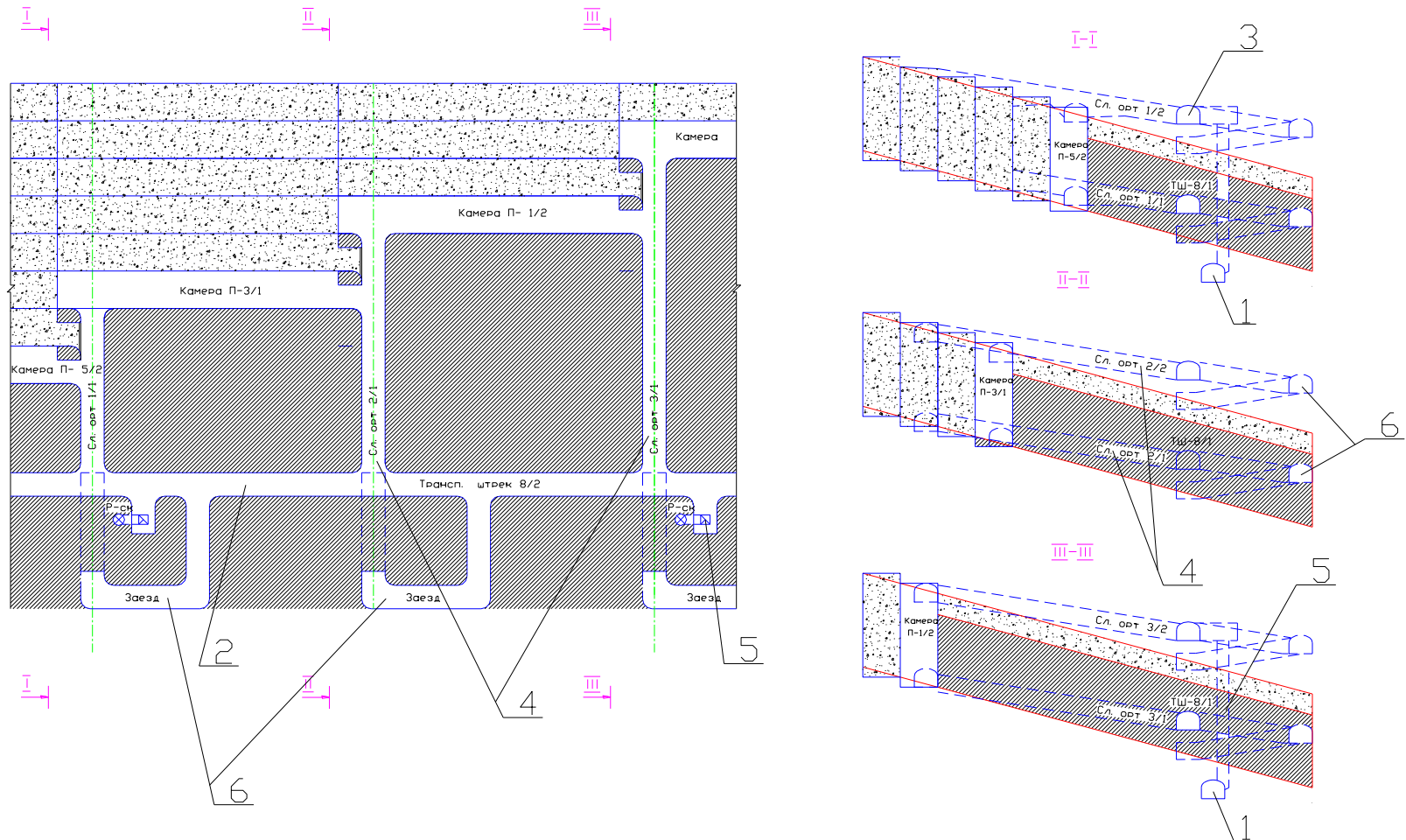


Рисунок 59 - Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК: 1- откаточный штрек; 2 – транспортный штрек; 3 – вент-закладочный штрек; 4 – слоевой орт; 5 –рудоспуск; 6 – заязды

Таблица 6 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании защитного слоя*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	2	20	20	0,0	120	0	4800	0	1	0	1	0
Откаточный штрек	2	17,5	17,5	0,0	120	0	4200	0	1	0	1	0
Слоевой орт на вент-закладку	2	0	20	0,0	122,25	0	4890	0,0	1	0,0	1	0,0
Рудоспуск	1	4	4	20	45	80	180	324	1	324	1	324
Заезды на вент-закладку	2	0	20	0	20	0	800	0	1	0	1	0
Итого ГПР:						80,0	14870	324,0		324,0		324,0
НР:												
Разрезной орт	15	22,5	22,5	105	105	35437,5	35437,5	143521,875	1	143521,875	1	143521,875
Итого НР:						35437,5	35437,5	143521,875		143521,875		143521,875
СОР:												
Выемка запасов камер								172054,1	0,96	165172,0	0,945	174785,1
ИТОГО								315900,0	0,978	309017,8	0,970	318631,0

Таблица 7 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании системы разработки*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Транспортный штрек	2	20	20	120,0	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Слоевой орт на подсечке	2	20	20	122,25	122,25	4890	4890	19804,5	1	19804,5	1	19804,5
Заезды на подсечке	2	20	20	20,0	20,0	800,0	800,0	3240,0	1	3240,0	1	3240,0
Итого ГПР:						10490,0	10490	42484,5		42484,5		42484,5
НР:												
Разрезной орт	15	22,5	22,5	105	105	35437,5	35437,5	143521,875	1	143521,875	1	143521,875
Итого НР:						35437,5	35437,5	143521,875		143521,875		143521,875
СОР:												
Выемка запасов камер								761693,6	0,96	731225,9	0,945	773784,0
ИТОГО								947700,0	0,968	917232,3	0,956	959790,4

4.7. Разработка экономико-математической модели для определения оптимальных областей применения предлагаемых технических решений

Основным показателем экономической целесообразности деятельности предприятия является прибыль.

Прибыль на горном предприятии подразумевается, как положительный результат финансово-хозяйственной деятельности и зависит, непосредственно, от ценности конечной продукции и себестоимости добычи полезного ископаемого.

На ценность полезного ископаемого оказывает огромное влияние такие показатели как коэффициент извлечения из недр (потери) и коэффициент изменения качества (разубоживание), достижение оптимальных показателей которых является целью настоящего исследования.

На технико-экономические расчеты себестоимости добычи на горном предприятии влияют инвестиционные расходы - капитальные вложения, затраты на замену и поддержание работоспособности оборудования в процессе эксплуатации предприятия, действующие основные фонды по остаточной стоимости и затраты на пополнение оборотных средств.

Капитальные вложения, в настоящем исследовании, предусмотрены в части горно-подготовительных работ (ГПР), нарезных работ (НР), выемки запасов камер (СОР).

Более подробные расчеты технико-экономических показателей по системам разработки предусмотрены в приложениях 1-2.

Для обоснования эффективности предлагаемых технических решений – главным индикатором принята - прибыль (убыток), отнесенная к одной тонне погашаемых балансовых запасов. Показатели прибыли представлены в таблицах 8-11.

Таблица 8 - *Основные показатели для камерной системы разработки с отработкой вкрест простирания рудного тела в зависимости от угла падения рудного тела*

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	128,0	129,0	127,4	134,4	128,4	125,4
Азимут заложения разрезного орта, град	85,38	68,06	61,73	56,46	48,13	44,78
Длина разрезного орта, м	170,5	171,2	170,0	175,2	170,7	168,6
Количество ортов в очистном блоке, шт	16,0	15,0	14,0	14,0	12,0	11,0
Балансовые запасы, тонн	1244160,0	1253880,0	1238328,0	1306368,0	1248048,0	1218888,0
Удельный расход ГПР, м³/тыс.т	7,5	7,5	7,6	7,2	7,5	7,7
Удельный расход НР, м³/тыс.т	3,4	3,4	3,4	3,4	3,4	3,4
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,98	0,979	0,977	0,974	0,964	0,954
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,98	0,979	0,977	0,974	0,964	0,954
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	881,82	873,79	872,0	869,36	860,40	851,46
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	19525,32	19347,45	19307,94	19248,61	19051,02	18853,41

Таблица 9 - *Основные показатели для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК, в зависимости от угла падения рудного тела.*

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	130	130	130	130	130	130
Азимут заложения разрезного штрека, град	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0
Длина разрезного штрека, м	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0
Количество ортов в очистном блоке, шт	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
Балансовые запасы, тонн	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0
Удельный расход ГПР, м³/тыс.т	19,7	19,8	19,8	19,8	19,9	19,9
Удельный расход НР, м³/тыс.т	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,965	0,959	0,955	0,95	0,942	0,937
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,981	0,959	0,955	0,95	0,942	0,937
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	863,52	858,17	854,60	850,14	843,01	838,5
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	19068,56	18949,98	18870,92	18772,11	18614,00	18515,2

Таблица 10 - *Основные показатели для камерной системы разработки с отработкой вкрест простирания рудного тела под защитным бетонным слоем в зависимости от угла падения рудного тела.*

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	128,0	129,0	127,4	134,4	128,4	125,4
Азимут заложения разрезного штрека, град	85,38	68,06	61,73	56,46	48,13	44,78
Длина разрезного штрека, м	170,5	171,2	170,0	175,2	170,7	168,6
Количество ортов в очистном блоке, шт	16	15	14	14	12	11
Балансовые запасы, тонн	1244160,0	1253880,0	1238328,0	1306368,0	1248048,0	1218888,0
Удельный расход ГПР, м ³ /тыс.т	27,7	27,5	27,8	26,4	27,6	28,3
Удельный расход НР, м ³ /тыс.т	17,5	17,5	17,5	17,5	17,5	17,4
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,978	0,974	0,973	0,967	0,958	0,943
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,998	0,979	0,978	0,974	0,964	0,955
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	1693,69	1719,60	1719,63	1716,06	1717,87	1707,56
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	18506,90	18398,37	18377,69	18257,33	18069,62	17770,11

Таблица 11- *Основные показатели для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем в зависимости от угла падения рудного тела.*

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0
Азимут заложения разрезного штрека, град	90,00	90,00	90,00	90,00	90,00	90,00
Длина разрезного штрека, м	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0
Количество ортов в очистном блоке, шт	15	15	15	15	15	15
Балансовые запасы, тонн	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0
Удельный расход ГПР, м ³ /тыс.т	57,4	57,5	57,6	57,7	57,8	57,9
Удельный расход НР, м ³ /тыс.т	14,8	14,8	14,8	14,8	14,8	14,8
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,958	0,951	0,946	0,940	0,930	0,925
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,976	0,979	0,976	0,976	0,972	0,971
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	1768,01	1750,13	1746,61	1735,89	1725,27	1718,17
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	18019,48	17892,77	17793,02	17679,81	17483,88	17387,70

4.8. Обоснование эффективной области применения предлагаемых технических решений

Результаты расчетов прибыли (убытка), отнесенной к одной тонне погашаемых балансовых запасов для сравнения сконструированного варианта системы разработки и варианта, применяемого на рудниках Норильского ГМК приведены на рисунке 60.

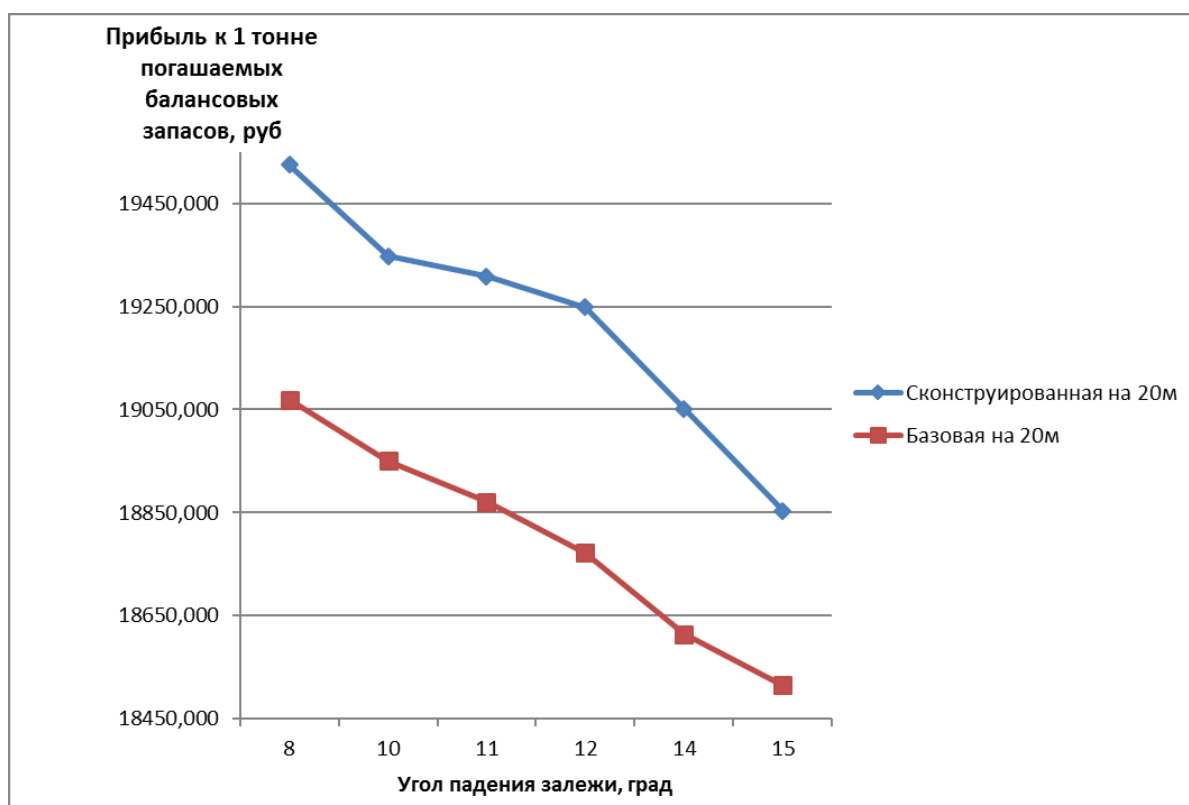


Рисунок 60 - Зависимость прибыли полезного ископаемого в зависимости от угла падения рудного тела для вариантов без применения защитного слоя.

Прибыль с одной тонны погашаемых запасов для предлагаемого варианта, при способе отработки рудной залежи является на 1.5-2.5% выше, чем в базовом варианте, за счет снижения горно-подготовительных работ проведенных по «пустой» породе, упрощенной схемы подготовки выемочной единицы по сравнению с базовым вариантом, наиболее «качественного» расположения выработки в контуре рудной залежи, которое обеспечивает наилучшее соотношение между потерями и разубоживанием.

Результаты расчетов прибыли (убытка), отнесенной к одной тонне погашаемых балансовых запасов для сравнения сконструированного варианта системы разработки и базового варианта, при использовании защитного бетонного слоя приведены на рисунке 61.

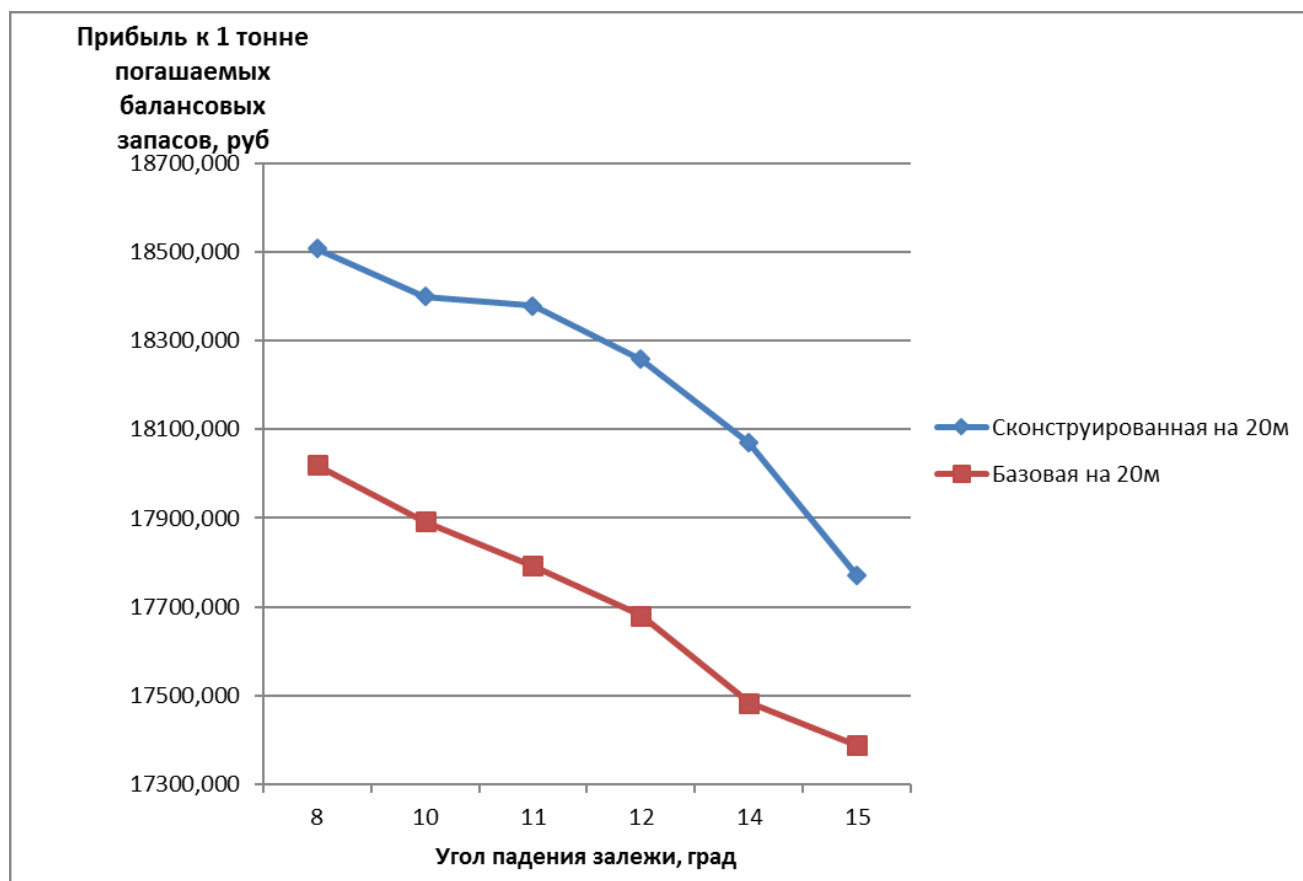


Рисунок 61 - Зависимость прибыли полезного ископаемого в зависимости от угла падения рудного тела для вариантов с применением защитного слоя.

Прибыль с одной тонны погашаемых запасов для предлагаемого варианта, при способе отработки рудной залежи является на 2.0-3.0% выше, чем в базовом варианте, за счет снижения горно-подготовительных работ проведенных по «пустой» породе, упрощенной схемы подготовки выемочной единицы по сравнению с базовым вариантом, наиболее «качественного» расположения выработки в контуре рудной залежи, которое обеспечивает наилучшее соотношение между потерями и разубоживанием.

При проведении сравнительного анализа потерь, между базовым вариантом камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства,

используемым на рудниках Норильского ГМК и сконструированным вариантом отработки рудных залежей наклонными камерами, выявлено, что предлагаемый вариант системы разработки за счет рассчитанного угла поворота разрезных выработок, обеспечивает более полное «вписание» выемочной единицы в контур залежи на 1,5-2,0% лучше, чем базовый вариант, обеспечивая минимальные потери полезного ископаемого (рисунок 62), а также снижая разубоживание ценных руд вмещающей породой на 2,0-2,5%, тем самым повышая качество добываемого полезного компонента (рисунок 63).

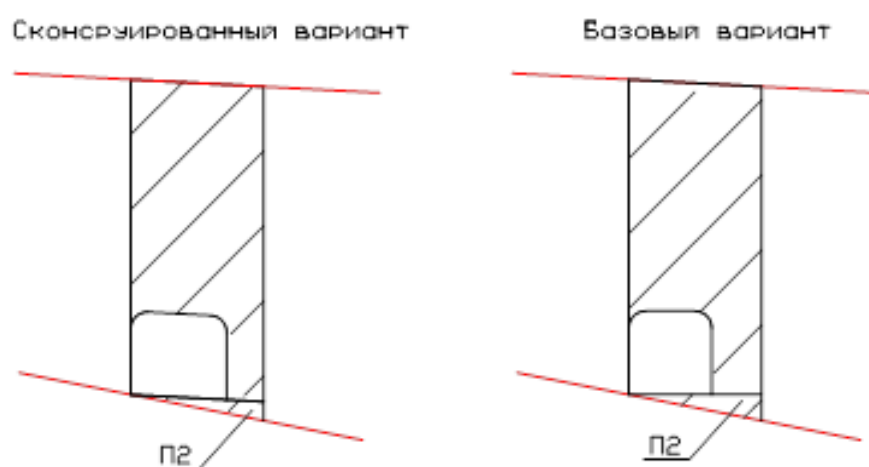


Рисунок 62 - Сравнительный анализ потерь систем разработки в зависимости от способа заложения выработки.

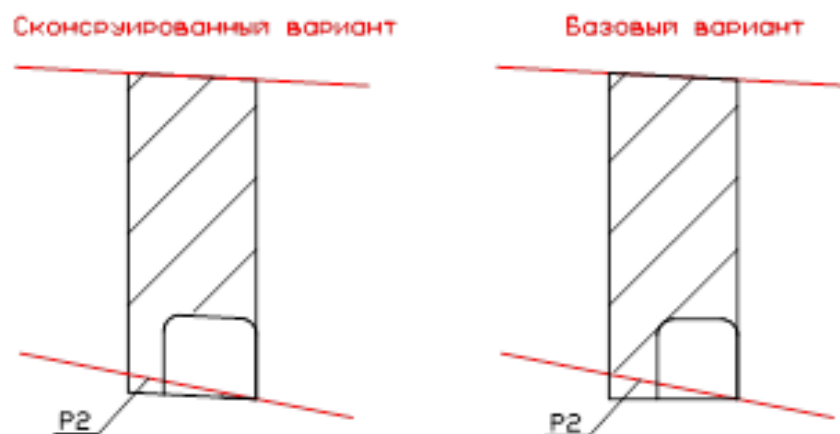


Рисунок 63 - Сравнительный анализ разубоживания систем разработки в зависимости от способа заложения выработки.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

На основании выполненных автором исследований дано научное обоснование новых технологических решений, внедрение которых вносит значительный вклад в ускорение научно-технического прогресса и повышения эффективности разработки наклонных рудных залежей.

Основные научные и прикладные результаты работы сводятся к следующему:

1. Проанализированы и выявлены причины технологических потерь и разубоживания в недрах и разработан комплекс мероприятий по их сокращению.
2. Разработана эффективная технология отработки наклонных рудных залежей с углами падения от 8 до 15° камерными системами разработки с закладкой, в которой азимут заложения очистных камер относительно подготовительной выработки, находится в пределах от 85° до 60°.
3. Сформулирован и запатентован способ определения азимута заложения очистных камер для отработки наклонных рудных залежей с обеспечением оптимального соотношения между потерями, разубоживанием и получаемым экономическим эффектом, а также повышающих безопасность ведения горных работ
4. Установлены зависимости величин потерь и разубоживания и прибыли с одной тонны погашаемых балансовых запасов в зависимости от азимута заложения очистных камер при отработке наклонных залежей. Доказано, что применение наклонных камер при отработке рудных залежей снижает величину потерь на 1,5-2,0% и разубоживания на 2,0-2,5%, увеличивая прибыль с 1 тонны погашаемых балансовых запасов на 2,0-3,0%, дополнительно обеспечивая более полное заполнение выработанного пространства закладкой.
5. Обоснована технология формирования искусственного целика для более полного заполнения выработанного пространства закладкой без осуществления дополнительных мероприятий, позволяющие обеспечить нормативную прочность закладки, сократить продолжительность закладочных работ,

минимизировать процент оставления недозакладов в выработанном пространстве.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Фаустов С.И. Разработка эффективных технологических схем добычи руды и формирования закладочного массива при нисходящей слоевой системе разработки: дис. канд. техн. наук: 25.00.22/ С.И. Фаустов – Усть-Каменогорск, 2002. - 105 с.
2. Барилюк А.И. Разработка технологии формирования искусственной кровли при нисходящей слоевой системе разработки: дис. канд. техн. наук: 25.00.22/ А.И. Барилюк; - Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2005. -100 с.
3. Ковалев О.В. Обоснование восходящего порядка отработки глубоких горизонтов рудника «Северный» ОАО «Кольская ГМК» / О.В. Ковалев, Ю.Л. Минаев, Д.Ю. Минаев // Записки Горного института -2002. - т. 152. - 74-77 с.
4. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений / М.И. Агошков, С.С. Борисов, В.А. Боярский - М.: Недра, 1983.
5. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах / Д.М. Бронников, Н.Ф. Замесов, Г.И. Богданов. – М.: Недра, 1982
6. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд / М.Н. Цыгалов. – М.: Недра, 1985. - 272 с.
7. Вольхин Б.А. Опыт управления горным давлением при системах с твердеющей закладкой на рудниках Урала / Вольхин Б.А., Смирнов Т.Н. – М.: Цветметинформация, 1976. – 48 с.
8. Бронников Д.М. Основы технологии подземной разработки рудных месторождений с закладкой / Д.М. Бронников, Г.С. Замесов, Г.И. Киличенко. – М.: Наука, 1973.
9. Бронников Д.М. Проблемы разработки обширных рудных залежей пологого залегания системами с закладкой выработанного пространства / Д.М. Бронников, Н.Ф. Замесов – М.: Наука, 1971.
10. Требуков А.Л. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд / А.Л. Требуков– М.: Недра, 1981.

11. Ариоглу Э. Разработка месторождений с закладкой/ Э. Ариоглу. - М.: Мир, 1987.
12. Каплунов Д.Р., Комбинированная геотехнология / Д.Р. Каплунов, В.Н. Калмыков, М.В. Рыльникова - М.: Руда и металлы, 2003. - 560 с.
13. Гусев Ю.П. Ресурсосберегающие технологии добычи руды на Малеевском руднике Зыряновского ГОКа (АО «Казцинк») / Ю.П. Гусев, Е.П. Березиков, Л.А. Крупник // Горный журнал. – 2008.- №11.
14. Анушенков А.Н. Системы разработки с закладкой выработанного пространства [Электронный ресурс] / А. Н. Анушенков, Е. П. Волков / Сиб. федер. ун-т. - Электрон.текстовые дан. (pdf, 3,09 Мб). - Красноярск : СФУ, 2016. - 89 с
15. Битимбаев М. Ж. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых / М. Ж. Битимбаев, Л. А. Крупник, Ю. Н. Шапошник - Алматы: Дауір, 2012, - 624 с.
16. Крупник Л. А. Разработка технологии закладочных работ на проектируемом Ново-Лениногорском руднике / Л.А. Крупник, Ю.Н. Шапошник, С. Н. Шапошник // ГИАБ. 2015, - № 8, - 25–32 с.
17. Гребенкин С. С. Прогрессивные технологии подземной отработки запасов месторождений полезных ископаемых с закладкой выработанных пространств / С.С. Гребенкин, В.В. Мельник - Донецк: ВИК, 2013, - 752 с.
18. Трубецкой К.Н. Структура техногенно измененных недр при их освоении / К.Н. Трубецкой, Ю.П. Галченко, Н.Ф. Замесов и др. // Вестник РАН. - 2002. т. 72, - № 11. - 969-975 с.
19. Именитов В.Р. Анализ и пути совершенствования технологии разработки пологих и наклонных рудных месторождений малой и средней мощности // Анализ практики применения и классификация вариантов систем разработки пологих и наклонных рудных месторождений: отчет о НИР (промежуточ.): / Московский горный институт; науч. рук. В.Р. Именитов. – М., 1973. – 40 с.

20. Лизункин М.В. Обоснование геотехнологии подземной разработки маломощных пологих и наклонных жил со сложной морфологией (на примере Бом-Горхонского вольфрамового месторождения): дис. ... канд. техн. наук: 25.00.22 / М.В. Лизункин. – Чита, 2011. – 210 с.
21. Павлов А.М. Параметры геотехнологии отработки крутопадающих жил в условиях крайне неравномерного распределения запасов металла в недрах на больших глубинах ЗунХолбинского золоторудного месторождения / А.М. Павлов, Е.А. Мильшин, Е.Л. Сосновская и др. // Горный информационно-аналитический бюллетень. - М.: МГГУ, 2009. - № 5. - 22–27 с.
22. Махно Д.Е. Перспективные направления совершенствования геотехнологий крутопадающих жил на больших глубинах / Д.Е. Махно, Е.Л. Сосновская // Вестник Иркутского государственного технического университета (Вестник ИрГТУ). - Иркутск: ИрГТУ, 2011. – № 12 (59). – 107-111 с.
23. Павлов А.М. Обоснование параметров эффективной подземной геотехнологии жильных золоторудных месторождений в сложных условиях геологической среды: дис. ... докт. техн. наук: 25.00.22 / А.М. Павлов. - Иркутск, 2013. — 317 с.
24. Лизункин В.М. Перспективные направления совершенствования технологии разработки Бом-Горхонского вольфрамового месторождения / В.М. Лизункин, М.В. Лизункин, Р.В., Ситников, Е.Н. Чо-дин-чо // Кулагинские чтения: VII Всерос. науч.-практ. конф. – Чита: ЧитГУ, 2007. – Ч. 1. – 105-108 с.
25. А.с. 575422 СССР, М.Кл2Е 21 С 41/06. Способ разработки маломощных пологопадающих и наклонных месторождений / В.В. Жуков, И.И. Бессонов, Б.А. Микуленко, Л.Ф. Беличенко, О.Е. Чуркин (СССР). – № 2343369/22-03; заявл. 06.04.76; опубл. 05.10.77, Бюл. № 37. – 3 с.: ил.
26. Назарчик А.Ф. Новая технология разработки крутопадающих жильных месторождений / А. Ф. Назарчик, А.К. Кахаров, В.Г. Дружков, Ю.П. Галченко - М.: Недра, 1983. - 56 с.

27. Мельников Н.Н. Научно-технический прогресс на горнорудных предприятиях Заполярья / Н.Н. Мельников, П.А. Усачев – Л.: Наука, 1988. – 172-195 с.
28. А.с. 757710 СССР, М.Клз Е 21 С 41/06. Способ разработки наклонных жил / М.И. Агошков, Л.А. Мамсуров, В.Е. Аврамов, Б.А. Никуличев, В.В. Юмшин, М.И. Казьмин (СССР). – № 2682301/22-03; заявл. 13.11.78; опубл. 23.08.80, Бюл. № 31. – 8 с.: ил
29. Патент 2659107 Российская Федерация, МПК E21C41/00, B07B 9/00. Способ комбинированной разработки руд / В.М. Лизункин, А.В. Бейдин, М.В. Лизункин, А.А. Морозов, С.В. Шурыгин; патентообладатель Заб. гос. ун-т, - № 2017122871; заявл. 28.06.2017; опубл. 28.06.2018, Бюл. № 19. - 10 с.
30. Беличенко Л.А. Повышение эффективности технологии разработки пологопадающих и наклонных жильных месторождений // Повышение эффективности извлечения руд из недр при подземной разработке месторождений: сб. науч. тр. – М.: СФТГП ИФЗ АН СССР, 1975. – 101 с.
31. Изыскание эффективных методов разрушения горных пород для поточной технологии добычи руд цветных металлов подземным способом: отчет о НИР (заключ.): / Магнитогорский горно-металлургический институт им. Г.И. Носова. – Магнитогорск, 1973. – 58 с.
32. Назарчик Л.Ф. Основные направления повышения производительности труда при разработке жильных месторождений / Л.Ф. Назарчик // Совершенствование систем и технологии разработки жильных месторождений: сб. науч. тр. – Владивосток, 1975. – 67 с.
33. Подскребышев И.М. Разработка технологии выемки сложных наклонных жил, обеспечивающей более полное использование недр: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 05.15.02 / Новочеркас. политехн. ин-т им. Серго Орджоникидзе. - Новочеркасск, 1990. - 16с., 54.
34. Павлов А.М. Обоснование эффективной технологии подземной разработки золоторудных жил малой мощности наклонного залегания (на примере

- Ирокиндинского месторождения): автореф. дис...канд. техн. наук: 25.00.22 / А.М. Павлов. – Иркутск, 2006. – 24 с.
35. Рафиенко Д.И. Совершенствование разработки жильных месторождений / Д.И. Рафиенко, А.Ф. Назарчик, Ю.П. Галченко, Л.А. Мамсуров. – М.: Наука, 1986. – 216 с.
36. Изыскание эффективной технологии разработки наклонных рудных тел с применением самоходного оборудования на рудниках Саралинский и Артёмовский комбината Енисейзолото: отчёт о НИР (заключ.): / СибцветметНИИпроект. – Красноярск, 1978. – 146 с.
37. Мамсуров Л.А. Повышение эффективности технологии разработки пологопадающих и наклонных жильных месторождений // Повышение эффективности извлечения руд из недр при подземной разработке месторождений: сб. науч. тр. – М.: СФТГП ИФЗ АН СССР, 1975. – 101 с.
38. Нифонтов Б.Н. Изыскание путей повышения эффективности систем разработки пологопадающих маломощных рудных месторождений / Б.Н. Нифонтов // Наука. – Л., 1973. – 6-10 с.
39. Влох Н.П. Управление горным давлением на подземных рудниках / Н.П. Влох. – М.: Недра, 1994. – 208 с.
40. Воскобоев Ф.Н. Управление горным давлением в механизированных очистных забоях / Ф.Н. Воскобоев, В.И. Распопов – М.: Недра, 1983. – 5-14 с.
41. Семёнов Ю.М. Обоснование параметров подземной геотехнологии наклонных золоторудных жил в криолитозоне (на примере Ирокиндинского золоторудного месторождения): дис. ...канд. техн. наук: 25.00.22 / Ю.М. Семенов. – Иркутск, 2010. – 128 с.
42. В.М. Лизункин Разработка эффективной технологии выемки пологих и наклонных жил БомГорхонского месторождения // Изучение горно-геологических и горнотехнических условий и установление характера изменения элементов залегания жил: отчет о НИР (промежуточ.): / ГОУ ВПО ЧитГУ – Чита, 2007. – 2-9 с.

43. Лизункин М.В. Оценка устойчивости целиков и обнажений кровли камер при разработке маломощных пологих и наклонных жил Бом-Горхонского вольфрамового месторождения // Комбинированная геотехнология: Комплексное освоение и сохранение недр земли: материалы междунар. науч.-техн. конф., г. Екатеринбург, 2009: сб. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2009. – 81-83 с.
44. Четвериков Л.И. Залежь полезного ископаемого (особенности формы и внутреннего строения) // Геометризация месторождений полезных ископаемых: сб. науч. тр. - М.: Недра, 1977. - 17-31 с.
45. Галченко Ю.П. Высокоэффективная технология разработки крутопадающих месторождений золота / Ю.П. Галченко, Г.В. Сабянин // Золотодобывающая промышленность.- 2005.- № 5 (11). - 18-23 с.
46. Галченко Ю. П. Экологические особенности применения раздельной выемки при подземной разработке пологих жил / Ю.П. Галченко, М. В. Лизункин, А.С. Шуклин // Экол. системы и приборы. — 2012. — № 11. — 57 – 63 с.
47. Пат. 2441163 РФ. Способ подземной разработки пологих и наклонных рудных тел малой и средней мощности / К.Н. Трубецкой, Ю.П. Галченко, Г.В. Сабянин, А.С. Шуклин ; заявл. 07.07.2010 ; опубл. 27.01.2012, Бюл. № 3
48. Багатаев Р.М. Повышение полноты извлечения запасов сложных месторождений // Горный журнал - 1990. - №8. - 11-13 с.
49. Ахпашев Б.А. Анализ техногенных условий разработки северо-западного фланга месторождения "Советское" // Высокоэффективные ресурсосберегающие технологии горного производства: Сб. научных трудов. - Красноярск, -1995. - 37-41 с.
50. Загиров Н.Х. Ресурсосберегающие решения по подземной разработке золоторудных месторождений Красноярского края // Актуальные проблемы ресурсосбережения при добыче и переработке полезных ископаемых / ГАЦМиЗ, - Красноярск, 1996.

51. Загиров Н.Х., Богуславский Э.К., Ковалев В.К. и др. Совершенствование систем разработки рудных зон Советского месторождения: Отчет о НИР / КИЦМ. Красноярск. 1967.
52. Исследование и опытно-промышленное внедрение высокоэффективных систем разработки на шахте "Советская" Северо-Енисейского рудника: Отчет о НИР / Загиров Н.Х., Иванцов В.М., Кравцов В. В., Ковалев В. К. – Красноярск: КИЦМ, 1973.
53. Ковалев В.К. Выбор и совершенствование систем разработки сложного месторождения на основе вероятностной оценки геолого-промышленных параметров. дис. . канд. техн. наук./ - Красноярск. 1972.
54. Кодунов Б.А. Способ определения количества и качественного состава руды для обоснования повторной разработки месторождений // Горный журнал. - 1986. - №3. – 12 с.
55. Фрейдин А.М. Повышение эффективности подземной разработки рудных месторождений Сибири и Дальнего Востока / А.М. Фрейдин, В.А. Шалауров, А.А. Еременко - Новосибирск.: ВО Наука. Сибирская издательская фирма, 1992.
56. Цыгалов М.Н. Подземная разработка с высокой полнотой извлечения руд / М.Н. Цыгалов. - М.: Недра, 1985
57. Айбиндер И.И. Выбор параметров конструктивных элементов сплошной слоевой системы разработки с закладкой В кн.: Теория и практика разработки рудных и нерудных месторождений/ И.И. Айбиндер, О.В. Овчаренко. - М.: ИПКОН АН СССР, 1986, - 146-155 с.
58. Арютюнов К.Г. Технология и механизация подземной добычи руд цветных металлов за рубежом / К.Г. Арютюнов, М.И. Дорохов, И.Д. Соломатов. - М.: ЦИИНцветмет, 1969.
59. Ариоглу Э. Разработка месторождений с закладкой/ Э. Ариоглу, Лю Кечжень. - М.: Мир, 1987.

60. Руденко В. В. Методика оценки геологической сложности различных участков месторождения в период его отработки / В. В. Руденко, О.Н. Парадзинский // Горный журнал. М.: Руда и металлы. – 1984. - №8.
61. Боровский Д.И. Оптимизация извлечения полезных ископаемых из недр на основе эксплуатационной геометризации рудных месторождений / дисс. д-ра техн. наук/ Д.И. Боровский, - М., 1995. - 390 с.
62. Замотин В.Б. Сложность как характеристика геологического строения месторождения // Сб. Физико-технические проблемы добычи и обогащения полезных ископаемых. - М.: 1980 - 165-169 с.
63. Руденко В.В. Информационные технологии управления качеством руд на основе геометризации месторождений / дисс. доктора техн. наук. / В.В. Руденко - М.: 1996. -338 с.
64. Кравцов В.В. Подземная разработка рудных месторождений золота / В.В. Кравцов — Красноярск, - 1988, - 100 с.
65. Агошков М.И. Системы разработки жильных месторождений / М.И. Агошков, М.Е. Мухин, А.Ф. Назарчик, Л.А. Мамсуров, Д.И. Рафиенко - М.: Гос-гортехиздат, 1970.
66. Агошков М.И. Опыт работы по усовершенствованию технологии разработки тонких жил / М.И. Агошков, Е.Ф. Александров - М.: ЦНИИцветмет, 1960.
67. Ляхов А.И. Создание прогрессивных технологий и систем подземной разработки малой мощности / А.И. Ляхов // Сб. докладов международной научно-технической конференции «Перспективы научно-технического прогресса горно-рудной промышленности» - Новокузнецк, 1994.
68. Мамсуров Л.А. Научные основы совершенствования технологии разработки жильных месторождений / Л.А. Мамсуров, Д.И. Рафиенко, Е.И. Панфилов — М.: Наука, 1974, - 187 с.
69. Нифонтов Б.И. Сплошная система разработки пологопадающей маломощной рудной залежи / Б.И. Нифонтов, И.И. Бессонов, В.Н. Боборыкин - Ленинград: наука, 1974. - 69 с.

70. Ляшенко В.И. Совершенствование технологии разработки тонких крутопадающих жил // В.И. Ляшенко, О.З. Габараев, В.И. Голик – Москва, 1992
71. Масаев, Ю.А. Условия проведения горных выработок в напряженном породном массиве / Ю.А. Масаев // Вестник КузГТУ, 2013. – №3.– 24-26 с.
- 72.Осинцев В.А., Беркович В.М., Шараев Д.В. Технология отработки удароопасных участков месторождения. Горный информационно-аналитический бюллетень. – т. №2. - №2. – 2011. - 99-105 с.
- 73.Карелин В.Н. Эффективные инновации в разработке Октябрьского месторождения. Эффективные инновации в геотехнологии: В.Н. Карелин, А.В. Косицын // Сб. материалов международной научно-практической конференции / ГОУ ВПО "Гос. у-нт цвет. металлов и золота". –Красноярск, 2006. - 87-103 с.
- 74.Пушкарев Л.И. Применение камерно-столбовой системы разработки в условиях СУБРа. / Л.И. Пушкарев, Б.П. Дробот, О.А. Бич // Горный журнал - 1973 г. -35-38 с.
- 75.Алексеев Р.Р. Разработка и конструирование способов отработки залежей слоевыми системами с закладкой. / Р.Р. Алексеев // Успехи современной науки. – т. №2, - №6, - 2017. - 138-141 с.
- 76.Алексеев Р.Р. Отработка наклонных залежей камерной системой разработки с закладкой / Р.Р. Алексеев, А.Н. Анушенков, Б.А. Ахпашев // Земля. - №1, - 2018. - 21-26 с.
- 77.Алексеев Р.Р. Моделирование на эквивалентных материалах при обосновании параметров системы разработки с закладкой. / Алексеев Р.Р. Ельяшевич Д.Е. // Проспект Свободный-2016: материалы науч. конф., посвященной Году образования в Содружестве Независимых Государств (15–25 апреля 2016 г.) [Электронный ресурс] - Красноярск: СФУ. - 2016, - 8-11 с. – Режим доступа:

<http://nocmu.sfukras.ru/digest2016/src/техническое/Подземные%20горные%20работы.pdf>.

- 78.Алексеев Р.Р. Изыскание вариантов отработки наклонных залежей системами с закладкой / Р.Р. Алексеев // Конференция «Молодежь и наука» 2014; Молодежь и наука: сборник материалов X Юбилейной Всероссийской научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых с международным участием, посвященной 80-летию образования Красноярского края, [Электронный ресурс] — Красноярск: СФУ. – 2014. – Режим доступа: http://conf.sfu-kras.ru/sites/mn2014/pdf/d03/s20/s20_001.pdf.
- 79.Алексеев Р.Р. Разработка наклонных залежей слоевыми ситемами с закладкой. / Р.Р. Алексеев // Молодежь и наука: сборник материалов IX Всероссийской научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых с международным участием, посвященной 385-летию со дня основания г. Красноярска [Электронный ресурс] - Красноярск: Сиб. федер. ун-т. – 2013. – Режим доступа: <http://conf.sfu-kras.ru/sites/mn2013/thesis/s037/s037-001.pdf>.
- 80.Алексеев Р.Р. Конструирование способов отработки наклонных залежей камерной системой разработки с закладкой. / Р.Р. Алексеев, Д.С. Бритвин, Е.П. Волков, Б.А. Ахпашев, А.Н. Анушенков //Вестник Кузбасского государственного технического университета (Вестник КузГТУ). - №6. - 2019. - 37-43 с.
- 81.Анушенков А.Н., Ахпашев Б.А., Алексеев Р.Р. Способ подземной разработки наклонных рудных залежей // Патент RU 2651727 С1 от 23.04.2018
- 82.Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий / В.А. Шестаков - М.: МГГУ, 2003. - 795 с.
- 83.Волков Е.П. Подземная геотехнология: учеб. Пособие / Е.П. Волков, А.Н. Анушенков, и др. – Красноярск :Сиб. федер. ун-т, 2017.

- 84.Казикаев Д.М. Управление геомеханическими процессами при разработке месторождений полезных ископаемых: учебное пособие / Д.М. Казикаев – М.: Горная книга, 2016. – 490 с.
- 85.Байконуров О.А. Классификация и выбор методов подземной разработки месторождений / О.А. Байконуров. -Алма-Ата: Наука, 1969. – 606 с.
- 86.Бурцев Л.И. Совершенствование технологии подземной разработки наклонных рудных залежей в СССР и зарубежом / Л.И. Бурцев, В.А. Звекон, Д.Р. Каплунов. – М.: Цветметинформация, 1975. – 38 с.
- 87.Агошков М.И. Подземная разработка рудных месторождений / М.И. Агошков, Г.М. Малахов. – М.: Недра, 1966. – 663 с.
- 88.Ляхов А.И. Технология разработки жильных месторождений / А.И. – М.: Недра, 1984. – 240 с.
- 89.Трушков Н.И. Разработка рудных месторождений / Н.И. Трушков. – М.: Металлургиздат, 1947. –546 с.
- 90.Галаев Н.З. Управление состоянием массива горных пород при подземной разработке рудных месторождений: учебник / Н.З. Галаев. – М.: Недра, 1990. – 176 с.
- 91.Стаматиу М. Расчет целиков на соляных рудниках / М. Стаматиу – М.: Госгортехиздат, 1963. - 148 с.
- 92.Ржевский В.В. Основы физики горных пород: учебник для вузов / В.В. Ржевский, Г.Я. Новик. – 4-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1984. – 359 с
- 93.Бронников Д.М. Справочник по закладочным работам в шахтах / Д.М. Бронников, М.Н. Цыгалов. – М.: Недра, 1989
- 94.Методические указания по определению размеров камер и целиков при подземной разработке руд цветных металлов: метод. указания / Чита: Читинский филиал Гипроцветмет, 1986. – 126 с.
- 95.Любимов Н. И., Носенко Л. И. Справочник по физико-механическим параметрам горных пород рудных районов. – М.: Недра, 1978. – 285 с.
- 96.Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных

- и опасных по горным ударам (РД 06-329-99) / Колл. авторов. – М.: ГП НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2000. – 66 с.
97. Агошков М.И. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М.И. Агошков, В.И. Никаноров, Е.И. Панфилов. – М.: Недра, 1974. – 312 с.
98. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов. - М.: Недра. 1994.
99. Каплунов Д.Р., Манилов И.А. Стабилизация качества руд при подземной добыче / Д.Р. Каплунов, И.А. Манилов. - М.: Недра. 1983.
100. Малофеев Д.Е. Методические указания «Теория технологических процессов добычи руд» / Д.Е. Малофеев, Б.А. Ахпашев. - Красноярск, 2006.
101. Именитов В.Р. Процессы подземных горных работ при разработке рудных месторождений / В.Р. Именитов // Учебное пособие для вузов. - М.: Недра 1984.
102. Баранов А.О. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд / А.О. Баранов. – М.: Недра, 1993, 283 с.
103. Ахпашев Б.А. Управление состоянием массива горных пород: практикум/ сост.: Б.А. Ахпашев, А.И. Голованов, Е.Г. Малиновский. – Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2014. – 105с.
104. Временные методические рекомендации по подготовке и рассмотрению материалов, связанных с расчетом нормативов потерь твердых полезных ископаемых при добыче, технологически связанных с принятой системой и технологией разработки месторождения и порядком уточнения нормативов потерь при подготовке годовых планов развития горных работ. Москва, 2003.
105. Методические указания по нормированию, определению и учету потерь и разубоживания золотосодержащей руды (песков) при добыче. Иргиредмет, Иркутск, 1994.

106. Регламент технологических производственных процессов по ведении очистных работ на рудниках ЗФ ОАО «ГМК«Норильский Никель» (РТПП – 03 – 2019), Норильск, 2019.
107. Регламент технологических производственных процессов при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок на рудниках ЗФ ОАО «ГМК«Норильский Никель» (РТПП – 02 – 2019), Норильск, 2019.
108. Регламент технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ ОАО «ГМК«Норильский Никель» (РТПП – 09 – 2019), Норильск, 2019.
109. Резниченко С.С. Математическая оценка сложности разработки месторождения / С.С. Резниченко, Е.И. Рогожникова, И.Ф. Марин // Сб. мат. к семинару «Результаты и перспективы геометризации месторождений минерального сырья». - М.: 1969. — 74-75 с.
110. Резниченко С.С. Математическое моделирование в горной промышленности / С.С. Резниченко. - М.: Недра, 1981. - 200-207 с.
111. Петросов А.А. Моделирование и оптимизация процессов на рудниках. / А.А. Петросов — М.: Недра, 1978, -205 с.
112. Кузнецов Г.Н. Механические свойства горных пород / Г.Н. Кузнецов - М.: Углетехиздат, 1947.— 241 с.
113. Слободов, М.А. Руководство по применению метода разгрузки для определения напряженного состояния в глубине горных массивов/ М.А. Слободов - М.:ВНИМИ, 1960.— 49 с.

Приложения

ПРИЛОЖЕНИЕ 1

РАСЧЕТ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ЗАТРАТ ПО ВАРИАНТАМ

Для расчета эксплуатационных затрат по вариантам, рассмотрены четыре варианта систем разработки:

1. Сконструированный вариант системы разработки с отработкой залежи вкрест простирания рудного тела.
2. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК.
3. Сконструированный вариант системы разработки с отработкой залежи вкрест простирания рудного тела под защитным бетонным слоем.
4. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем.

Сравнение произведено при следующих горно-геологических и горнотехнических условиях:

1. Угол падения рудного тела $\alpha = 11^\circ$; мощность рудного тела – 20,0 м, плотность руды $\gamma = 4,05 \text{ т/м}^3$ и породы $\gamma = 2,95 \text{ т/м}^3$.
2. Годовая производительность рудника $A_r = 4000000$ тонн.
3. При проведении подготовительно-нарезных и очистных выработок используется дизельное самоходное оборудование (СДО).
4. Сечения горных выработок принимаем, исходя из опыта отработки наклонных залежей в схожих горно-геологических условиях и типа используемого оборудования:
 - Сечение горно-подготовительных выработок (ГПР) – $20,0 \text{ м}^2$;
 - Сечение капитальных горных выработок (КГВ) – $17,5 \text{ м}^2$;
 - Сечение нарезных выработок (НР) – $22,5 \text{ м}^2$;
 - Сечение рудоспуска – $4,0 \text{ м}^2$.
5. Оборудование системы разработки в сконструированном варианте и варианте, применяемом на рудниках Норильского ГМК:
 - *доставочное*: погрузочно-доставочная машина ST-14;
 - *буровое*: самоходная буровая установка Sandvic DL;

- *зарядное*: Charmec.

6. Оборудование системы разработки для проведения защитного слоя в сконструированном варианте и варианте, применяемом на рудниках Норильского ГМК:

- *доставочное*: погрузочно-доставочная машина ST-14;
- *буровое*: самоходная буровая установка Sandvic DD;
- *зарядное*: зарядчик РПЗ-0.6

7. Отличительной способностью систем разработки с закладкой является заполнение выработанного пространства закладочным материалом по мере подвигания очистной выемки. Последующая закладка выработанного пространства служит для того, чтобы предотвратить сдвигание вмещающих пород после выемки блока, а также для создания благоприятных условий для выемки целиков. Применение закладки выработанного пространства обеспечивает высокую полноту извлечения полезных ископаемых, безопасность работ в сложных горно-геологических условиях, исключает возможность самовозгорания руд, а при разработке глубоко залегающих месторождений является эффективным средством поддержания горных пород. Обоснование нормативной прочности закладки производим исходя из регламента технологических производственных процессов при ведении закладочных работ на рудниках ЗФ ПАО "ГМК "Норильский Никель" (РТПП-09-2019). Для вертикальных обнажений закладки в стенках очистных камер высотой до 20.0м нормативная прочность принимается 1.5МПа. Для всех вариантов систем разработки требуется закладочная смесь с маркой прочности АШЦ М30, при формировании защитного слоя требуется смесь маркой АШЦ М100.

8. Для всех вариантов систем разработки принята схема отбойки секциями сверху вниз веерно расположенными скважинными зарядами большого диаметра. Бурение скважин, осуществляется снизу вверх. Основное преимущество данного способа является создание четкого контура стенок камеры при отбойке за счет щадящего взрывания, достигаемого кратерной отбойкой, что

позволяет избежать потерь руд и ее разубоживания закладочным массивом соседней заложной камеры или пустыми вмещающими породами.

Схемы расположения скважин представлены на рисунке 1.

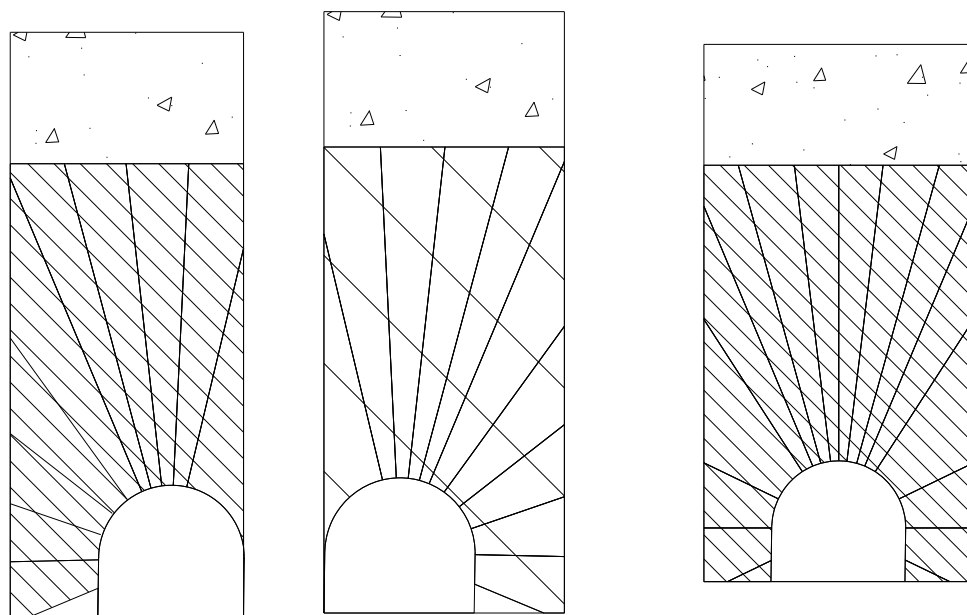


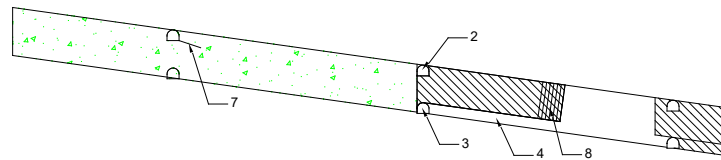
Рисунок 1 - Схема расположения скважин.

1.1. Способ разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела.

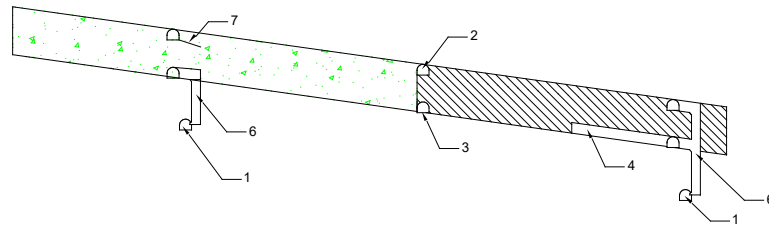
На рисунке 2 представлена камерная система разработки с закладкой для наклонной залежи. Отаработка залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела в защищенной зоне, сформированной путем бурения технологических разгрузочных скважин. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на секции (ленты). Секции отрабатываются камерами высотой 20,0 метров. Выемка камер происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного, доставочного и вент-закладочного штреков, рудоспуска.

Разрез по оси А-А



Разрез по оси Б-Б



Разрез по оси В-В

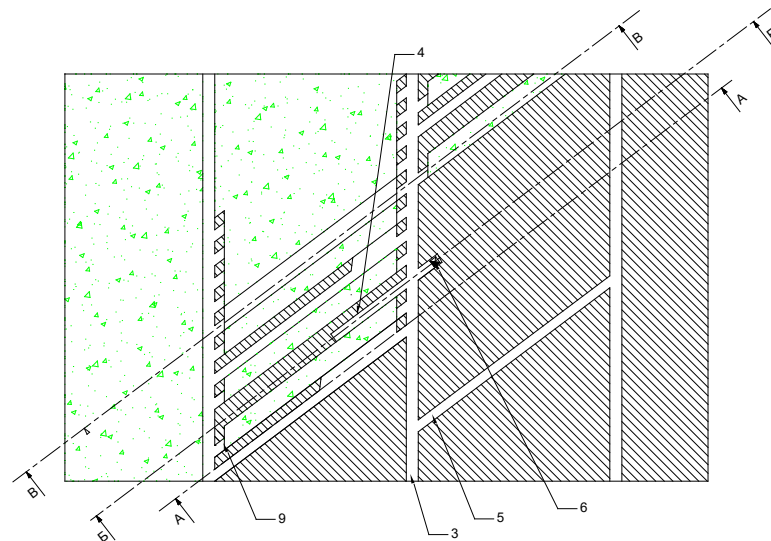
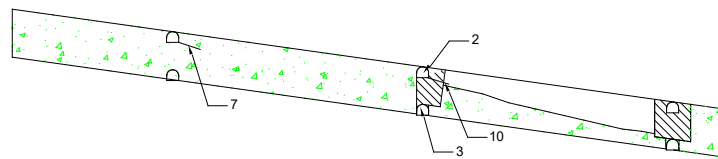


Рисунок 2 - Схема выемки камер вкрест простирания рудного тела:

- 1 – откаточный штрек; 2 - вентиляционно-закладочный штрек; 3- доставочный штрек; 4 – разрезной орт; 5 – вентиляционная сбойка; 6 – рудоспуск; 7-закладочные скважины; 8 – скважины для отбойки; 9 – закладочная перемычка; 10- закладочный трубопровод

Нарезные работы начинаются с прохождения из доставочного штрека разрезного орта.

Процесс очистной выемки начинается, когда из разрезного орта происходит забуривание верхних восходящих комплектов буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

Стадии очистной выемки повторяются до полной отработки блока.

Конструируя систему разработки с применением защитного слоя, выбираем следующие параметры подготовительных и нарезных выработок:

- вентиляционно-закладочный штрек: сечение в свету $S = 20.0 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 120 \text{ м}$;
- откаточный штрек: сечение в свету $S = 17.5 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 120 \text{ м}$;
- рудоспуск: сечение в свету $S = 4.0 \text{ м}^2$, длину выработки принимаем $L_{\text{РК}} = 40 \text{ м}$;
- доставочный штрек: сечение в свету $S = 20.0 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 120 \text{ м}$;
- азимут заложения разрезного орта, рассчитываем по запатентованной формуле:

$$\alpha_3 = \arcsin \left(\frac{\sin(\alpha_6)}{\tan(\alpha)} \right) = \arcsin \left(\frac{\sin(12)}{\tan(11)} \right) = 61^\circ 7'; \quad (1)$$

- максимальную ширину орта в месте засечки принимаем исходя из соотношения:

$$B_{\text{засеч}} = \left(\frac{B_{\text{КАМ}}}{\cos(90^\circ - \alpha_3)} \right) = \arcsin \left(\frac{8}{\cos(90^\circ - 61^\circ 7')} \right) = 9.1 \text{ м}, \quad (2)$$

где $B_{\text{КАМ}} = 8.0 \text{ м}$ – максимальная ширина камеры;

- ширина блока В зависит непосредственно от ширины разрезного орта в месте «засечки» и количества разрезных выработок в блоке:

$$B = B_{засеч} \times N_{бл} = 9.1 \times 14 = 127.4 м, \quad (3)$$

где $N_{бл} = 14$ количество разрезных выработок в блоке;

- разрезной орт: сечение всвету $S = 22.5 м^2$, длина выработки L является расчетным параметром исходя из переменной ширины блока В, то расчет длины разрезного орта производим исходя из формулы:

$$L = \sqrt{(L_{БЛ}^2 + B^2)} - 5 = \sqrt{(120^2 + 127.4^2)} - 5 = 170 м \quad (4).$$

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 1 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов для системы разработки.

Таблица 1 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании защитного слоя*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	1	20	20	120	120	2400	2400	9720	1	9720	1	9720
Доставочный штрек	2	20	20	120	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Откаточный штрек	1	17,5	17,5	0	120	0	2100	0	1	0	1	0
Рудоспуск	1	4	4	15	40	60	160	243	1	243	1	243
Итого ГПР:						7260	9460	29403		29403		29403
НР:												
Разрезной орт	14,0	22,5	22,5	171	171	41976,6	41976,6	170005,1	1	170005,1	1	170005,1
Итого НР:						41976,6	41976,6	170005,1		170005,1		170005,1
СОР:												
Выемка запасов камер						256523,4	256523,4	1038919,9	0,98	1018141,5	0,97	1049630,4
ИТОГО							305760,0	1238328,0	0,977	1217549,6	0,977	1249038,5

**Длина разрезного орта указана исходя из средней длины ортов в блоке*

Удельный объём ГПР:

$$q_{ГПР} = \frac{\sum V_{ГПР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{9460}{1249038,5} \cdot 1000 = 7,6 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (5)$$

Удельный объём НР:

$$q_{НР} = \frac{\sum V_{НР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{41976,6}{1249038,5} \cdot 1000 = 3,4 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (6)$$

Итого:

$$q_{\text{уд}} = q_{ГПР} + q_{НР} = 7,6 + 3,4 = 10,9 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (7)$$

Объём работ на бурение определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{\text{бур}}$, равного $0,45 \text{ м}^3/\text{м}^3$ и объёма массива отбиваемого за цикл $V_{\text{ц}}$.

Объём отбиваемого массива равен, отношению количества отбиваемой рудной массы к плотности руды:

$$V_{\text{ц}} = (S_{\text{КАМ}} - S_{\text{РО}}) \cdot L_{\text{ОТП}} = (160 - 22,5) \cdot 4 = 550 \text{ м}^3, \quad (8)$$

где $S_{\text{КАМ}}$ – сечение отбиваемой камеры в системе разработки, м^2 :

$$S_{\text{КАМ}} = M \cdot B_{\text{КАМ}} = 20 \cdot 8 = 160 \text{ м}^2, \quad (9)$$

$L_{\text{ОТП}} = 4,0 \text{ м}$ – количество метров, пройденные за один взрыв.

Тогда объём бурения скважин за цикл составит:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 0,45 \cdot 550 = 247,5 \text{ м}^3, \quad (10)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов объёмом $247,5 \text{ м}^3$ с учётом ее средней плотности составит:

$$Q_{\text{дн}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot [K_{\text{Н}} / K_{\text{К}}] / \gamma_{\text{р.м}} = 550 \cdot 4,05 \cdot (0,975 / 0,983) / 4,05 = 545,3 \text{ м}^3, \quad (11)$$

где $\gamma_{\text{р}}$ и $\gamma_{\text{р.м}} = 4,05 \text{ т}/\text{м}^3$ – плотность руды и рудной массы.

Плотность рудной массы как средневзвешенная величина определяется:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{р.м}} &= ((D_{\text{сop}} - B_{\text{и.сop}}) \gamma_{\text{н}} + B_{\text{и.сop}} \cdot \gamma_{\text{р}}) / D_{\text{сop}} = \\ &= ((1049630,4 - 1018141,5) \cdot 2,95 + 1018141,5 \cdot 4,05) / 1049630,4 = 4,0 \text{ т} / \text{м}^3 \end{aligned} \quad (12)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{он} = V_{\text{у}} \cdot \gamma_n \cdot [K_H / K_K] = 550 \cdot 4,05 \cdot [0,975 / 0,983] = 2246,8 \text{ т}, \quad (13)$$

Количество циклов очистной выемки составляет:

$$N_{\text{ц}} = D_{\text{сop}} / M_{он} = 1049630,4 / 2246,8 = 467 \text{ циклов}. \quad (14)$$

Объём работ на ручное зарядание и взрывание составляет $Q_{\text{зв}} = 247,5 \text{ м}^3$.

Исходя из объёма работ и норм времени на проведения операций рассчитаем продолжительность цикла очистной выемки, результаты расчётов представим в таблице 2.

Таблица 2 - *Расчёт продолжительности цикла очистной выемки*

Процесс	Объем работ	Норма времени чел*час	Трудозатраты чел*час	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции	-	-	-	-	0,4
Доставка, погрузка	545,3	0,044	24,0	1	24,0
Бурение	247,5	0,051	12,6	1	12,6225
Зарядание, взрывание	247,5	0,020	5,0	1	4,95
Итого:			41,6		

Скорость погашения запасов выемочной единицы вычисляется:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{см}} = 30 \cdot 1 \cdot (550 \cdot 4,05) = 66825 \text{ т/мес}, \quad (15)$$

где $N_{\text{рд}} = 30$ дней – количество рабочих дней в месяц;

$D_{\text{ц}} = 2228 \text{ т}$ – количество добытой руды из очистных выработок;

$N_{\text{ц}} = 1$ шт – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистных работ вычисляется отношением:

$$t_{\text{об}} = \frac{B_{\text{сop}}}{Q_{\text{бл}}} = \frac{1038919,9}{66825} = 15,6 \text{ мес}, \quad (16)$$

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_{\bar{o}} = (D_{cop} + D_{нар}) / t_{ос} = (1049630,4 + 170005,1) / 15,6 = 78448,9 \text{ т/мес}, \quad (17)$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{зр} = T_{см} \cdot M_{\partial n} / \sum 3_T = 7,5 \cdot 2246,8 / 41,6 = 405,4 \text{ т/чел.см}, \quad (18)$$

где $T_{см} = 7,5$ час – продолжительность смены;

$\sum 3_T = 41,6$ чел*час – суммарные затраты на цикл очистной выемки.

Таблица 3 - *Продолжительность проведения горных выработок*

Выработка	Длина, м	V, м/мес	t, мес
ГПР:			
Вент-закладочный штрек	120	120	1
Доставочный штрек	240	120	2
Откаточный штрек	120	100	1,2
Рудоспуск	40	60	0,7
НР:			
Разрезной орт	171	120	1,4

Трудовзатраты на проведение выработок:

$$3_{II} = N_{зв} \cdot t \cdot N_{см} \cdot N_{р\partial} = 2 \cdot 6,3 \cdot 3 \cdot 30 = 1132,5 \text{ чел.см}, \quad (19)$$

где $N_{зв} = 2$ – количество человек в звене,

$N_{см} = 3$ шт – количество смен в сутки;

$t = 6,3$ мес – продолжительность проведения выработок.

Производительность труда по системе разработки:

$$P_c = D_{\bar{o}} / (3_{II} + N_{цикл} \cdot \sum 3_T) = 1249038,5 / (1132,5 + 467 \cdot 41,6) = 60,8 \text{ т/чел.см}, \quad (20)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_{Г} = 4000$ тыс.т составляет :

$$N_B = A_{Г} / (P_{\bar{o}} \cdot 12) = 4000 \cdot 1000 \cdot (78448,9 \cdot 12) \approx 4 \text{ шт}, \quad (21)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке составляет :

$$N_{II} = N_B \cdot t_n / t_{ос} = 4 \cdot 6,3 / 15,6 \approx 2 \text{ шт}, \quad (22)$$

Количество блоков для выполнения годового плана:

$$N_{год} = \frac{(A_{Г} \cdot 1000)}{D_B} = \frac{(4000 \cdot 1000)}{1249038,5} = 3 \text{ шт}. \quad (23)$$

Время на отработку всех камер в блоке:

$$T_{OTP} = N_{PD} \cdot t_{OB} = 30 \cdot 15,6 = 466 \text{ дней.} \quad (24)$$

Время на отбойку одной камеры:

$$T_{КАМ} = T_{OTP} / N = 466 / 14 \approx 33 \text{ дня,} \quad (25)$$

где $N = 14$ — количество выемочных единиц в блоке.

Время на отработку одной камеры:

$$T_{ЗАКЛ} = T_3 + T_{КАМ} = 33 + 30 = 63 \text{ дня,} \quad (26)$$

где $T_3 = 30$ дней — время на набор прочности бетона и закладку.

1.2. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК

На рисунке 3 представлена камерная система разработки с закладкой для мощной наклонной залежи. Отработка залежи ведётся сверху вниз, по простиранию рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело по простиранию разбивается на секции (ленты) длиной 120 м и шириной 8 м. Секции отрабатываются камерами высотой 20,0 м. Выемка камер происходит последовательно.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении транспортного и вент-закладочного штреков, рудоспуска, слоевых ортов и заездов на транспортный штрек и вент-закладочный горизонт.

Нарезные работы начинаются с прохождения из слоевого орта разрезного штрека, сечением 20,0 м².

Следующим шагом из разрезного штрека забуриваем верхние восходящие комплекты буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

В дальнейшей стадии очистной выемки повторяются до полной отработки всего блока. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по транспортному штреку через слоевые орты в камеры, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через слоевые орты соседнего блока.

Конструируя систему разработки, выбираем следующие параметры подготовительно-нарезных выработок:

- транспортный штрек: сечение всвету $S=20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 120\text{м}$;

- вентиляционно-закладочный штрек: сечение всвету $S = 20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 120\text{м}$;
- откаточный штрек: сечение всвету $S = 17,5\text{м}^2$, длина выработки $L = 120\text{ м}$;
- слоевой орт: сечение всвету $S = 20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 122,25\text{м}$;
- заезды: сечение всвету $S = 20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 20,0\text{м}$.

Для расчета ТЭП камерной системы разработки с закладкой выработанного пространства при длине блока 120 м расчетное количество камер в блоке равно 15.

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 4 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов расчётного блока по элементам системы разработки.

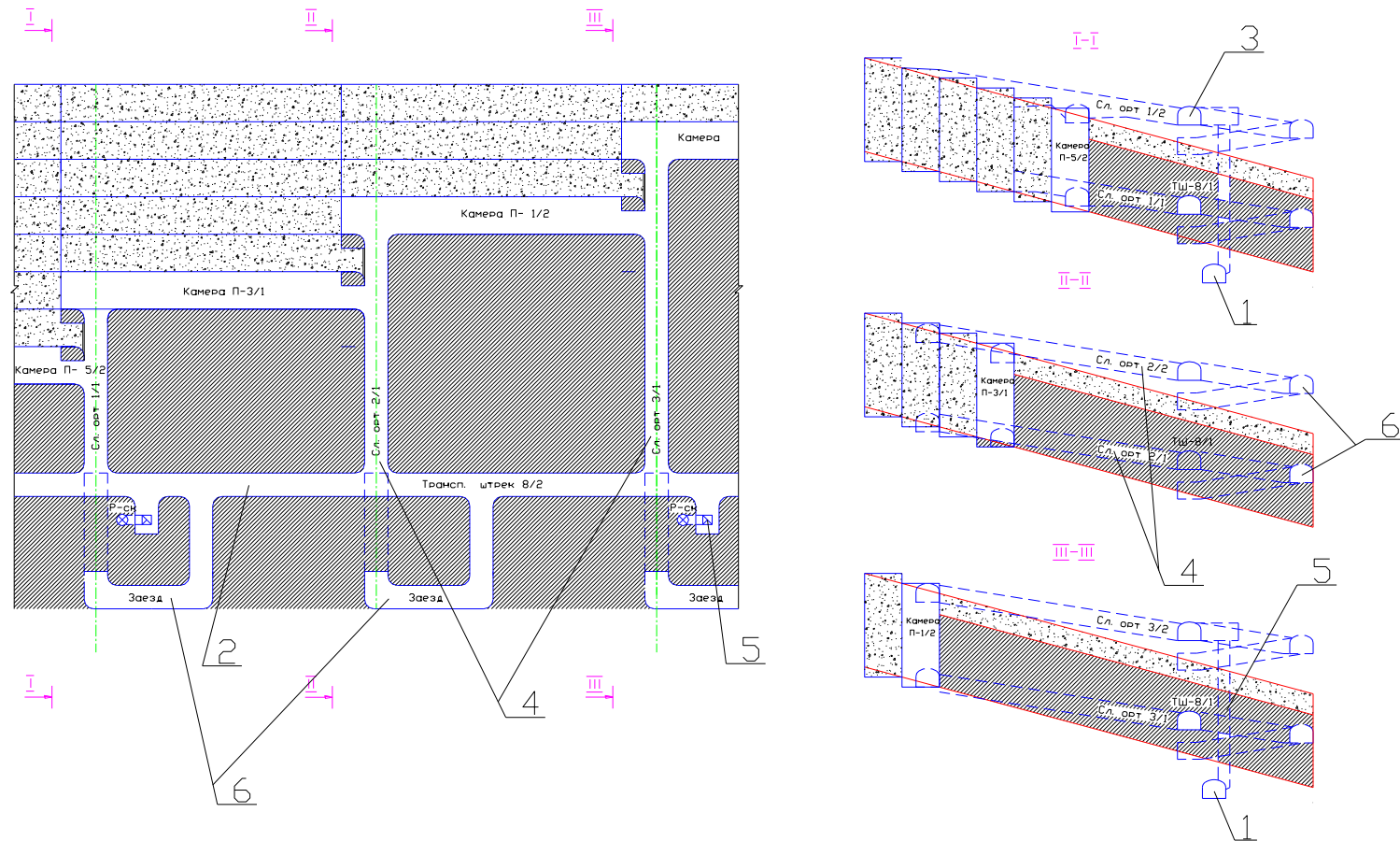


Рисунок 3 - Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК: 1- откаточный штрек; 2 – транспортный штрек; 3 – вент-закладочный штрек; 4 – слоевой орт; 5 – рудоспуск; 6 – заезды

Таблица 4 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при варианте системы разработки, используемой на рудниках Норильского ГМК*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	2	20	20	0,0	120	0	4800	0	1	0	1	0
Транспортный штрек	2	20	20	120,0	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Откаточный штрек	2	17,5	17,5	0,0	120	0	4200	0	1	0	1	0
Слоевой орт на подсечке	2	20	20	122,25	122,25	4890	4890	19804,5	1	19804,5	1	19804,5
Слоевой орт на вент-закладку	2	0	20	0,0	122,25	0	4890	0,0	1	0,0	1	0,0
Рудоспуск	1	4	4	20	45	80	180	324	1	324	1	324
Заезды на вент-закладку	2	0	20	0	20	0	800	0	1	0	1	0
Заезды на подсечке	2	20	20	20,0	20,0	800,0	800,0	3240,0	1	3240,0	1	3240,0
Итого ГПР:						10570,0	25360	42808,5		42808,5		42808,5
НР:												
Разрезной орт	15,0	22,5	22,5	105	105	35437,5	35437,5	143521,875	1	143521,875	1	143521,875
Итого НР:						35437,5	35437,5	143521,875		143521,875		143521,875
СОР:												
Выемка запасов камер						265992,5	265992,5	1077269,6	0,96	1034178,8	0,945	1094369,1
ИТОГО								1263600,0	0,966	1220509,2	0,95300201	1280699,5

Удельный объём ГПР:

$$q_{ГПР} = \frac{\sum V_{ГПР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{25360}{1280699,5} \cdot 1000 = 19,8 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (27)$$

Удельный объём НР:

$$q_{НР} = \frac{\sum V_{НР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{35437,5}{1280699,5} \cdot 1000 = 2,8 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (28)$$

Итого:

$$q_{\text{уд}} = q_{ГПР} + q_{НР} = 19,8 + 2,8 = 22,6 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (29)$$

Объём работ на бурение определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{\text{бур}}$, равного $0,45 \text{ м}^3/\text{м}^3$ и объёма массива отбиваемого за цикл $V_{\text{ц}}$.

Объём отбиваемого массива равен, отношению количества отбиваемой рудной массы к плотности руды:

$$V_{\text{ц}} = (S_{\text{КАМ}} - S_{\text{РО}}) \cdot L_{\text{ОТП}} = (160 - 22,5) \cdot 4 = 550 \text{ м}^3, \quad (30)$$

где $S_{\text{КАМ}}$ – сечение отбиваемой камеры в системе разработки, м^2 :

$$S_{\text{КАМ}} = M \cdot B_{\text{КАМ}} = 20 \cdot 8 = 160 \text{ м}^2, \quad (31)$$

$L_{\text{ОТП}} = 4,0 \text{ м}$ – количество метров, пройденные за один взрыв.

Тогда объём бурения скважин за цикл составит:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 0,45 \cdot 550 = 247,5 \text{ м}^3, \quad (32)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов объёмом $247,5 \text{ м}^3$ с учётом ее средней плотности составит:

$$Q_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot [K_{\text{Н}} / K_{\text{К}}] / \gamma_{\text{р.м}} = 550 \cdot 4,05 \cdot (0,966 / 0,953) / 4,05 = 542,7 \text{ м}^3, \quad (33)$$

где $\gamma_{\text{р}}$ и $\gamma_{\text{р.м}} = 4,05 \text{ т}/\text{м}^3$ – плотность руды и рудной массы.

Плотность рудной массы как средневзвешенная величина определяется:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{р.м}} &= ((D_{\text{сop}} - B_{\text{и.сop}}) \gamma_{\text{н}} + B_{\text{и.сop}} \cdot \gamma_{\text{р}}) / D_{\text{сop}} = \\ &= ((10943469,1 - 1034178,8) \cdot 2,95 + 1034178,8 \cdot 4,05) / 10943469,1 = 4,0 \text{ т} / \text{м}^3 \end{aligned} \quad (34)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{н}} \cdot [K_{\text{Н}} / K_{\text{К}}] = 550 \cdot 4,05 \cdot [0,966 / 0,953] = 2258 \text{ т}, \quad (35)$$

Количество циклов очистной выемки составляет:

$$N_{\text{ц}} = D_{\text{cop}} / M_{\text{он}} = 10943469,1 / 2258 = 485 \text{ циклов.} \quad (36)$$

Объём работ на ручное зарядание и взрывание составляет $Q_{\text{зв}} = 247,5 \text{ м}^3$.

Исходя из объёма работ и норм времени на проведения операций рассчитаем продолжительность цикла очистной выемки, результаты расчётов представим в таблице 5.

Таблица 5 - *Расчёт продолжительности цикла очистной выемки*

Процесс	Объем работ	Норма времени чел*час	Трудозатраты чел*час	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции	-	-	-	-	0,4
Доставка, погрузка	542,7	0,044	23,9	1	23,88
Бурение	247,5	0,051	12,6	1	12,6
Зарядание, взрывание	247,5	0,02	4,95	1	4,95
Итого:			41,4		

Скорость погашения запасов выемочной единицы вычисляется:

$$Q_{\text{ол}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{см}} = 30 \cdot 1 \cdot (550 \cdot 4,05) = 66825 \text{ т/мес,} \quad (37)$$

где $N_{\text{рд}} = 30$ дней – количество рабочих дней в месяц;

$D_{\text{ц}} = 2228 \text{ т}$ – количество добытой руды из очистных выработок;

$N_{\text{ц}} = 1$ шт – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистных работ вычисляется отношением:

$$t_{\text{об}} = \frac{B_{\text{cop}}}{Q_{\text{ол}}} = \frac{1077269,6}{66825} = 16,1 \text{ мес,} \quad (38)$$

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_{\text{о}} = (D_{\text{cop}} + D_{\text{нар}}) / t_{\text{ов}} = (1094369,1 + 143521,875) / 16,1 = 76788,6 \text{ т/мес,} \quad (39)$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{зр} = T_{см} \cdot M_{он} / \sum Z_T = 7,5 \cdot 2258 / 41,4 = 408,5 \text{ т/чел.см}, \quad (40)$$

где $T_{см} = 7,5$ час – продолжительность смены;

$\sum Z_T = 41,6$ чел*час – суммарные затраты на цикл очистной выемки.

Таблица 6 - *Продолжительность проведения горных выработок*

Выработка	Длина, м	V, м/мес	t, мес
ГПР:			
Вент-закладочный штрек	240	120	2
Транспортный штрек	240	120	2
Откаточный штрек	240	100	2,4
Слоевой орт на подсечке	244,5	120	2,04
Рудоспуск	45	60	0,75
Заезд на подсечке	40	120	0,33
Слоевой орт на вент-закладку	244,5	120	2,04
Заезд на вент-закладку	40	120	0,33
НР:			
Разрезной орт	105	120	0,875

Трудозатраты на проведение выработок:

$$Z_{II} = N_{зв} \cdot t \cdot N_{см} \cdot N_{р\partial} = 2 \cdot 12,8 \cdot 3 \cdot 30 = 2298,0 \text{ чел.см}, \quad (41)$$

где $N_{зв} = 2$ – количество человек в звене,

$N_{см} = 3$ шт – количество смен в сутки;

$t = 12,8$ мес – продолжительность проведения выработок.

Производительность труда по системе разработки:

$$P_c = D_6 / (Z_{II} + N_{цикл} \cdot \sum Z_T) = 1249038,5 / (1132,5 + 467 \cdot 41,6) = 60,8 \text{ т/чел.см}, \quad (42)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_{Г} = 4000$ тыс.т составляет :

$$N_B = A_{Г} / (P_c \cdot 12) = 4000 \cdot 1000 \cdot (76788,6 \cdot 12) \approx 4 \text{ шт}, \quad (43)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке составляет:

$$N_{II} = N_B \cdot t_n / t_{o.г} = 4 \cdot 12,8 / 16,1 \approx 3 \text{ шт}, \quad (44)$$

Количество блоков для выполнения годового плана:

$$N_{год} = \frac{(A_{г} \cdot 1000)}{D_{б}} = \frac{(4000 \cdot 1000)}{1280699,5} = 3 \text{ шт.} \quad (45)$$

Время на отработку всех камер в блоке:

$$T_{отр} = N_{рд} \cdot t_{о.в.} = 30 \cdot 16,1 = 483 \text{ дней.} \quad (46)$$

Время на отбойку одной камеры:

$$T_{кам} = T_{отр} / N = 483 / 15 \approx 32 \text{ дня,} \quad (47)$$

где $N = 15$ – количество выемочных единиц в блоке.

Время на отработку одной камеры:

$$T_{закл} = T_{з} + T_{кам} = 32 + 30 = 62 \text{ дня,} \quad (48)$$

где $T_{з} = 30$ дней – время на набор прочности бетона и закладку.

1.3. Способ формирования защитного слоя для камерных систем разработки.

При разработке сближенных рудных тел на месторождениях, опасных по горным ударам, в первую очередь необходимо производить отработку рудного тела неопасного или наименее опасного. При его отработке формируется защищенная зона, в пределах которой ведение горных работ допускается как в неудароопасных условиях.

Построение защищенной зоны необходимо производить в соответствии с требованиями «Инструкции по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам (РД 06-329-99). М., ГУП «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003.» и соответствующих «Указаний по безопасному ведению горных работ на Талнахском и Октябрьском месторождениях, склонных и опасных по горным ударам», Норильск, Санкт-Петербург, 2015.

Построение границ защищенных зон при опережающей отработке защитного слоя.

Защищенные зоны при отработке защитного слоя могут формироваться как при надработке, так и подработке мощного рудного тела в результате опережающей отработки подкровельного или надпочвенного слоя.

Для построения защищенной зоны на разрезе вкрест простирания рудного тела от границы защитного слоя отстраивают угол β к линии падения в сторону защищаемого участка. Угол защиты β определяется в зависимости от τ (рис. 33); $\beta = 20; 35; 42; 52; 58; 64^\circ$, соответственно, при $\tau = 0,4; 0,5; 0,6; 0,7; 0,8; 0,9$. Берма безопасности вокруг выработки принимается не менее половины ширины защищаемого блока (панели, полосы, ленты).

Линия защиты должна составлять с горизонтальной линией угол, находящийся в пределах от 45° до 75° .

Если по результатам построения угол защиты не попадает в указанные пределы, его необходимо изменить до ближайшего предельного значения.

Если рудное тело в плоскости разреза имеет угол падения $\alpha \neq 0^\circ$, величина опережения наклонного защитного слоя C определяется графически.

Учет горно-геологических, тектонических и других особенностей конкретных месторождения, а также горнотехнических условий их отработки определяется соответствующими Указаниями. Для Талнахского и Октябрьского месторождений – «Указаниями по безопасному ведению горных работ ...».

При опережающей над- или подработке запасов, предупреждение горных ударов возможно производить проведением параллельных выработок с оставлением временных неудароопасных податливых целиков, размеры которых определяются экспериментально и регламентируются соответствующими «Указаниями...».

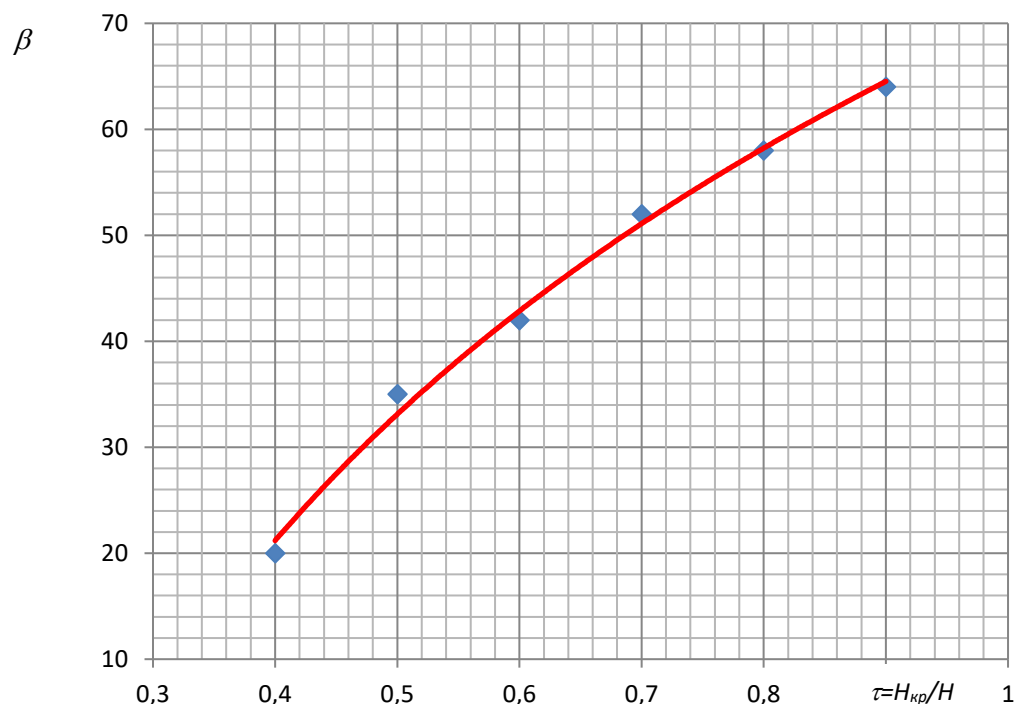


Рисунок 4 - Зависимость углов защиты β от $\tau = H_{кр}/H$

Предварительно состояние временных целиков может быть оценено сопоставлением величин сжатия целика V по нормали, приведенных на номограмме в зависимости от размеров выработанного пространства a .

При замеренном смещении V , если оно находится между значениями V_1 и V_2 делается вывод об опасном его состоянии. Если деформации целика находятся в областях смещения V_1 или V_2 - отработка безопасна по горным ударам.

Замеры начинаются, когда ширина целика приближается к величине $1,2L_{пр}$, где $L_{пр}$ - предельный размер целика.

1.4. Технология подготовки и нарезки защитного слоя для системы разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела.

На рисунке 5 представлена технология подготовки и нарезки защитного слоя. Формирование защитного слоя для залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на слои (ленты) длиной 120м (расчетная ширина блока зависит непосредственно от баланса выемочной единицы), шириной разрезного орта 5.0м и высотой 5.0м. Выемка слоёв происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

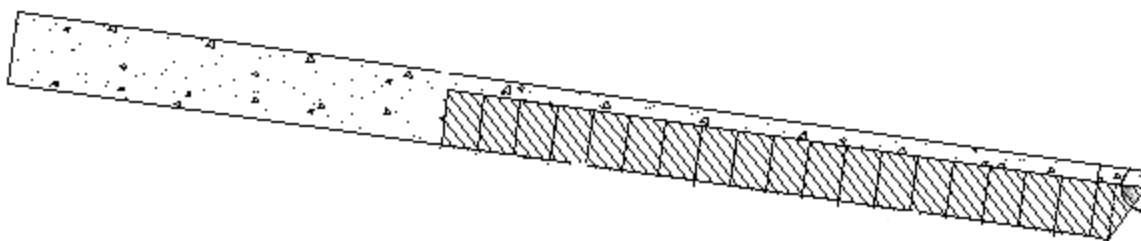


Рисунок 5 - Построение защищенной зоны при опережающей надработке и горизонтальном расположении защитного слоя

Горно-подготовительные работы заключаются в проведении двух вент-закладочного штреков.

Нарезные работы начинаются с прохождения из вент-закладочного штрека разрезного орта, сечением 22.5м^2 .

Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После проведения разрезного орта в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод.

В дальнейшем стадии повторяются до полного формирования защитного слоя. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по вент-закладочному штреку через заезды в слои, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через доставочный штрек соседнего блока.

штрек соседнего блока.

Конструируя систему разработки с применением защитного слоя, выбираем следующие параметры подготовительных и нарезных выработок:

- вентиляционно-закладочный штрек: сечение в свету $S = 20.0 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 120 \text{ м}$;
- откаточный штрек: сечение в свету $S = 17.5 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 120 \text{ м}$;
- рудоспуск: сечение в свету $S = 4.0 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 40 \text{ м}$;
- азимут заложения разрезного орта, рассчитываем по запатентованной формуле:

$$\alpha_3 = \arcsin\left(\frac{\sin(\alpha_6)}{\tan(\alpha)}\right) = \arcsin\left(\frac{\sin(12)}{\tan(11)}\right) = 61^\circ 7'; \quad (49)$$

- максимальную ширину орта в месте засечки принимаем исходя из соотношения:

$$B_{\text{засеч}} = \left(\frac{B_{\text{КАМ}}}{\cos(90^\circ - \alpha_3)} \right) = \arcsin\left(\frac{8}{\cos(90^\circ - 61^\circ 7')} \right) = 9.1 \text{ м}, \quad (50)$$

где $B_{\text{КАМ}} = 8.0 \text{ м}$ – максимальная ширина камеры;

- ширина блока В зависит непосредственно от ширины разрезного орта в месте «засечки» и количества разрезных выработок в блоке:

$$B = B_{засеч} \times N_{бл} = 9.1 \times 14 = 127.4 м, \quad (51)$$

где $N_{бл} = 14$ количество разрезных выработок в блоке;

- разрезной орт: сечение всвету $S = 22.5 м^2$, длина выработки L является расчетным параметром исходя из переменной ширины блока В, то расчет длины разрезного орта производим исходя из формулы:

$$L = \sqrt{(L_{БЛ}^2 + B^2)} - 5 = \sqrt{(120^2 + 127.4^2)} - 5 = 170 м \quad (52)$$

Сечения подготовительно-нарезных выработок принимались исходя из типа используемого оборудования:

- *доставочное*: погрузочно-доставочная машина ST-14;
- *буровое*: самоходная буровая установка Sandvic DD.

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 7 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов для формирования защитного слоя.

Таблица 7 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании защитного слоя*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	2	20	20	120	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Откаточный штрек	1	17,5	17,5	0	120	0	2100	0	1	0	1	0
Рудоспуск	1	4	4	15	40	60	160	243	1	243	1	243
Итого ГПР:						4860	7060	19683		19683		19683
НР:												
Разрезной орт	14	22,5	22,5	171,0	171	40263,8	40263,8	163068,2	1	163068,2	1	163068,2
Итого НР:						40263,8	40263,8	163068,2		163068,2		163068,2
СОР:												
Выемка запасов камер							31316,3	126830,8	0,98	124294,2	0,97	128138,3
ИТОГО							76440,0	309582,0	0,992	307045,4	0,988	310889,5

**Длина разрезного орта указана исходя из средней длины ортов в блоке*

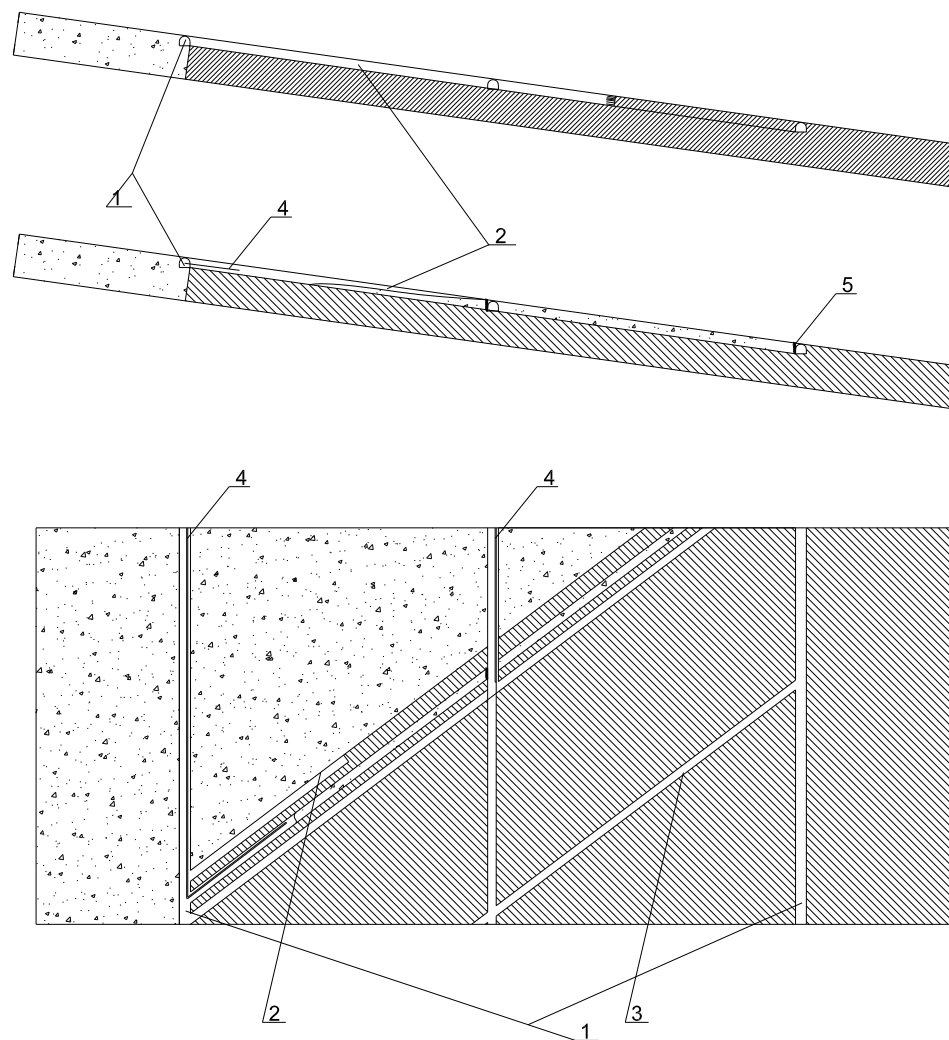


Рисунок 6 - Схема формирования защитного слоя: 1 – вент-закладочный штрек; 2 – разрезной орт; 3 – вентиляционно-ходовая сбойка; 4 – закладочный трубопровод; 5 – закладочная перемычка.

Удельный объём ГПР:

$$q_{ГПР} = \frac{\sum V_{ГПР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{7060}{310889,5} \cdot 1000 = 22,7 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (53)$$

Удельный объём НР:

$$q_{НР} = \frac{\sum V_{НР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{40263,8}{310889,5} \cdot 1000 = 13,0 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (54)$$

Итого:

$$q_{\text{уд}} = q_{ГПР} + q_{НР} = 22,7 + 13,0 = 35,7 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (55)$$

Объём работ на бурение определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{\text{бур}}$, равного $2,76 \text{ м}^3$ и объёма массива отбиваемого за цикл $V_{\text{ц}}$.

Объём отбиваемого массива равен, отношению количества отбиваемой рудной массы к плотности руды:

$$V_{\text{ц}} = (S_{\text{КАМ}} - S_{\text{РО}}) \cdot L_{\text{ОТП}} = (40 - 22,5) \cdot 4 = 70 \text{ м}^3, \quad (56)$$

где $S_{\text{КАМ}}$ – сечение отбиваемой камеры в системе разработки, м^2 :

$$S_{\text{КАМ}} = M \cdot B_{\text{КАМ}} = 5 \cdot 8 = 40 \text{ м}^2, \quad (57)$$

$L_{\text{ОТП}} = 4,0 \text{ м}$ – количество метров, пройденные за один взрыв.

Тогда объём бурения скважин за цикл составит:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 0,7 \cdot 70 = 49,0 \text{ м}^3, \quad (58)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов объёмом $70,0 \text{ м}^3$ с учётом ее средней плотности составит:

$$Q_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_p \cdot [K_H / K_K] / \gamma_{\text{р.м}} = 70,0 \cdot 4,05 \cdot (0,992 / 0,988) / 4,05 = 69,7 \text{ м}^3, \quad (59)$$

где γ_p и $\gamma_{\text{р.м}} = 4,05 \text{ т/м}^3$ – плотность руды и рудной массы.

Плотность рудной массы как средневзвешенная величина определяется:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{р.м}} &= ((D_{\text{сop}} - B_{\text{и.сop}}) \gamma_n + B_{\text{и.сop}} \cdot \gamma_p) / D_{\text{сop}} = \\ &= ((1228138,3 - 124294,2) \cdot 2,95 + 124294,2 \cdot 4,05) / 1228138,3 = 4,0 \text{ т/м}^3 \end{aligned} \quad (60)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{он}} = V_{\text{у}} \cdot \gamma_{\text{н}} \cdot [K_{\text{н}} / K_{\text{к}}] = 70 \cdot 4,05 \cdot [0,988 / 0,992] = 284,7 \text{ т}, \quad (61)$$

Количество циклов очистной выемки составляет:

$$N_{\text{ц}} = D_{\text{сop}} / M_{\text{он}} = 128138,3 / 284,7 = 450 \text{ циклов}. \quad (62)$$

Объём работ на ручное зарядание и взрывание составляет $Q_{\text{зв}} = 49,0 \text{ м}^3$.

Исходя из объёма работ и норм времени на проведения операций рассчитаем продолжительность цикла очистной выемки, результаты расчётов представим в таблице 8.

Таблица 8 - *Расчёт продолжительности цикла очистной выемки*

Процесс	Объем работ	Норма времени чел*час	Трудозатраты чел*час	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции	-	-	-	-	0,4
Доставка, погрузка	69,7	0,044	3,1	1	3,1
Бурение	49,0	0,020	0,98	1	0,98
Зарядание, взрывание	49,0	0,010	0,5	1	0,5
Итого:			4,5		

Скорость погашения запасов выемочной единицы вычисляется:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{см}} = 30 \cdot 1 \cdot (70 \cdot 4,05) = 8805 \text{ т/мес}, \quad (63)$$

где $N_{\text{рд}} = 30$ дней – количество рабочих дней в месяц;

$D_{\text{ц}} = 284 \text{ т}$ – количество добытой руды из очистных выработок;

$N_{\text{ц}} = 1$ шт – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистных работ вычисляется отношением:

$$t_{\text{об}} = \frac{B_{\text{сop}}}{Q_{\text{бл}}} = \frac{126830,8}{8805} = 14,9 \text{ мес}, \quad (64)$$

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_{\phi} = (D_{\text{сop}} + D_{\text{нар}}) / t_{\text{ов}} = (128138,3 + 163068,2) / 14,9 = 19527,7 \text{ т/мес}, \quad (65)$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{\text{зр}} = T_{\text{см}} \cdot M_{\text{он}} / \sum 3_{\text{T}} = 7,5 \cdot 284,7 / 4,5 = 470,6 \text{ т/чел.см}, \quad (66)$$

где $T_{\text{см}} = 7,5$ час – продолжительность смены;

$\sum 3_{\text{T}} = 4,5$ чел*час – суммарные затраты на цикл очистной выемки.

Таблица 9 - *Продолжительность проведения горных выработок*

Выработка	Длина, м	V, м/мес	t, мес
ГПР:			
Вент-закладочный штрек	240	120	2
Откаточный штрек	120	100	1,2
Рудоспуск	40	60	0,67
НР:			
Разрезной орт	171	120	1,4

Трудозатраты на проведение выработок:

$$3_{\text{П}} = N_{\text{зв}} \cdot t \cdot N_{\text{см}} \cdot N_{\text{р\phi}} = 2 \cdot 5,3 \cdot 3 \cdot 30 = 952,5 \text{ чел.см}, \quad (67)$$

где $N_{\text{зв}} = 2$ – количество человек в звене,

$N_{\text{см}} = 3$ шт – количество смен в сутки;

$t = 5,3$ мес – продолжительность проведения выработок.

Производительность труда по системе разработки:

$$P_{\text{с}} = D_{\phi} / (3_{\text{П}} + N_{\text{цикл}} \cdot \sum 3_{\text{T}}) = 310889,5 / (952,5 + 450 \cdot 4,5) = 103,8 \text{ т/чел.см}, \quad (68)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_{\text{Г}} = 1000$ тыс.т составляет :

$$N_{\text{Б}} = A_{\text{Г}} / (P_{\phi} \cdot 12) = 1000 \cdot 1000 \cdot (19527,7 \cdot 12) \approx 4,3 \text{ шт}, \quad (69)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке составляет :

$$N_{\text{П}} = N_{\text{Б}} \cdot t_{\text{н}} / t_{\text{о.в}} = 4,3 \cdot 5,3 / 14,9 \approx 2 \text{ шт}, \quad (70)$$

Количество блоков для выполнения годового плана:

$$N_{\text{ГОД}} = \frac{(A_{\text{Г}} \cdot 1000)}{D_{\text{Б}}} = \frac{(1000 \cdot 1000)}{310889,5} = 3 \text{ шт}. \quad (71)$$

Время на отработку всех камер в блоке:

$$T_{\text{ОТР}} = N_{\text{РД}} \cdot t_{\text{О.В.}} = 30 \cdot 14,9 = 447 \text{ дней}. \quad (72)$$

Время на отработку одной камеры:

$$T_{КАМ} = T_{ОТР} / N = 447 / 14 = 32 \text{ дня}, \quad (73)$$

где $N = 14$ — количество выемочных единиц в блоке.

Время на отработку одной камеры:

$$T_{ЗАКЛ} = T_3 + T_{КАМ} = 32 + 30 = 62 \text{ дня}, \quad (74)$$

где $T_3 = 30$ дней — время на набор прочности бетона и закладку

1.5. Способ разработки залежи с отработкой вкрест простирания рудного тела под защитным слоем.

На рисунке 7 представлена камерная система разработки с закладкой для наклонной залежи. Оработка залежи ведётся сверху вниз, вкрест простирания рудного тела в защищенной зоне, сформированной путем создания защитного бетонного слоя мощностью 5,0 метров. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело вкрест простирания разбивается на секции (ленты). Секции отрабатываются камерами высотой 15,0 метров. Выемка камер происходит в шахматном порядке для обеспечения равномерного распределения горного давления.

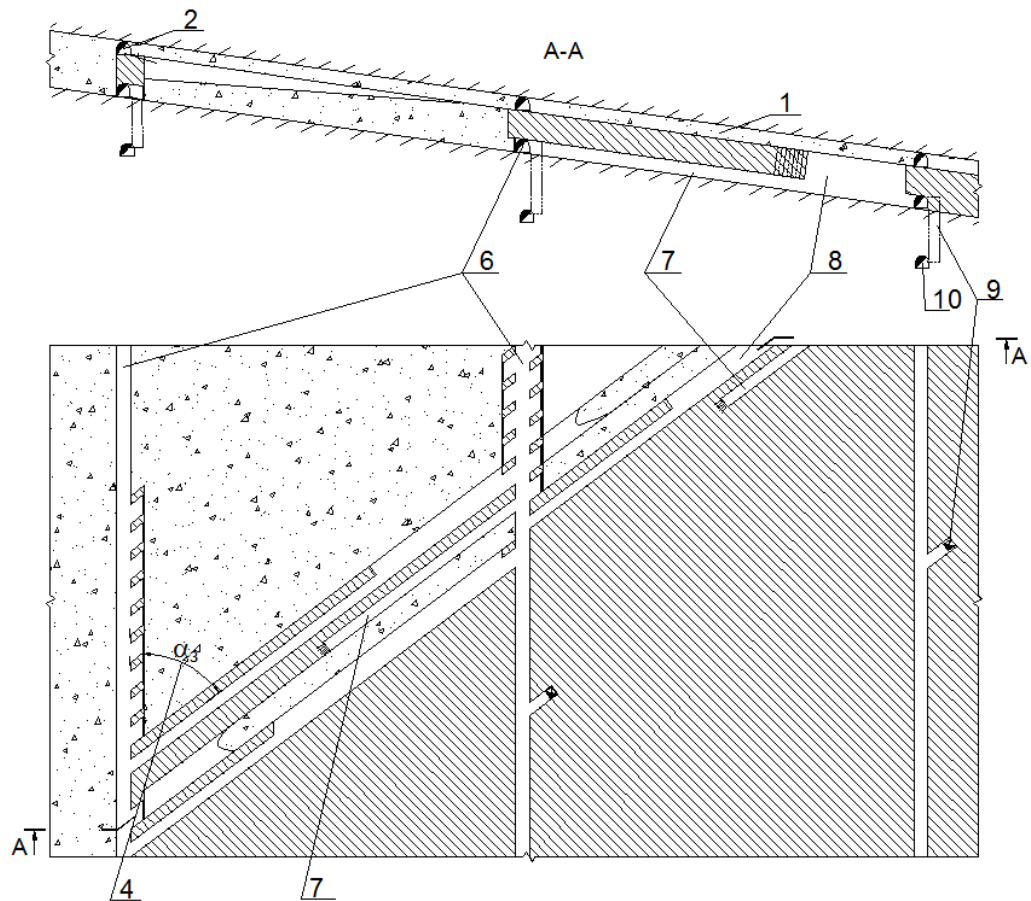


Рисунок 7 - Схема выемки камер вкрест простирания рудного тела:

- 1 - защитный бетонный слой; 2 - вентиляционно-закладочный штрек; 4 - угол заложения заходки относительно вентиляционно-закладочного штрека; 5 - трубопровод закладочной смеси; 6 - доставочный штрек; 7 - разрезной орт; 8 - камера; 9 - рудоспуск; 10- откаточный штрек

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении откаточного, доставочного и вент-закладочного штреков, рудоспуска.

Нарезные работы начинаются с прохождения из доставочного штрека разрезного орта.

Процесс очистной выемки начинается, когда из разрезного орта происходит забуривание верхних восходящих комплектов буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При

проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

Стадии очистной выемки повторяются до полной отработки блока.

Конструируя систему разработки с применением защитного слоя, выбираем следующие параметры подготовительных и нарезных выработок:

- доставочный штрек: сечение всвету $S = 20.0 \text{ м}^2$, длина выработки равняется длине очистного блока $L_{\text{БЛ}} = 120 \text{ м}$.

При конструировании системы разработки учитываем, что она является комплексом к ранее рассчитанному защитному слою, то есть количество разрезных выработок их сечения, длины и азимуты заложения выработок известны из предыдущего расчета, а основные подготовительные выработки уже учтены в предыдущем расчете и включены в себестоимость.

Все необходимые данные для расчётов сводим в таблицу 10 и производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов для формирования основного горизонта подсечки.

Таблица 10 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при оформлении горизонта подсечки*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	Учтены в расчете при формировании защитного слоя											
Откаточный штрек												
Рудоспуск												
Доставочный штрек	2	20	20	120	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Итого ГПР:						4800	4800	19440		19440		19440
НР:												
Разрезной орт	14	22,5	22,5	171,0	171	42097,5	42097,5	170494,9	1	170494,9	1	170494,9
Итого НР:						42097,5	42097,5	170494,9		170494,9		170494,9
СОР:												
Выемка запасов камер						182422,5	182422,5	738811,1	0,98	724034,9	0,97	746427,7
ИТОГО						229320,0	229320,0	928746,0	0,984	913969,8	0,976	936362,6

**Длина разрезного орта указана исходя из средней
длины ортов в блоке*

Удельный объём ГПР:

$$q_{ГПР} = \frac{\sum V_{ГПР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{4800}{936362,6} \cdot 1000 = 5,1 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (75)$$

Удельный объём НР:

$$q_{НР} = \frac{\sum V_{НР}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{42097,5}{936362,6} \cdot 1000 = 4,5 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (76)$$

Итого:

$$q_{\text{уд}} = q_{ГПР} + q_{НР} = 5,1 + 4,5 = 9,6 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (77)$$

Объём работ на бурение определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{\text{бур}}$, равного $0,45 \text{ м}^3$ и объёма массива отбиваемого за цикл $V_{\text{ц}}$.

Объём отбиваемого массива равен, отношению количества отбиваемой рудной массы к плотности руды:

$$V_{\text{ц}} = (S_{\text{КАМ}} - S_{\text{РО}}) \cdot L_{\text{ОТП}} = (120 - 22,5) \cdot 4 = 390 \text{ м}^3, \quad (78)$$

где $S_{\text{КАМ}}$ – сечение отбиваемой камеры в системе разработки, м^2 :

$$S_{\text{КАМ}} = M \cdot B_{\text{КАМ}} = 15 \cdot 8 = 120 \text{ м}^2, \quad (79)$$

$L_{\text{ОТП}} = 4,0 \text{ м}$ – количество метров, пройденные за один взрыв.

Тогда объём бурения скважин за цикл составит:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 0,45 \cdot 390 = 175,5 \text{ м}^3, \quad (80)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов объёмом $175,5 \text{ м}^3$ с учётом ее средней плотности составит:

$$Q_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot [K_{\text{Н}} / K_{\text{К}}] / \gamma_{\text{р.м}} = 390 \cdot 4,05 \cdot (0,976 / 0,984) / 4,05 = 386,8 \text{ м}^3, \quad (81)$$

где $\gamma_{\text{р}}$ и $\gamma_{\text{р.м}} = 4,05 \text{ т/м}^3$ – плотность руды и рудной массы.

Плотность рудной массы как средневзвешенная величина определяется:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{р.м}} &= ((D_{\text{сop}} - B_{\text{и.сop}}) \gamma_{\text{н}} + B_{\text{и.сop}} \cdot \gamma_{\text{р}}) / D_{\text{сop}} = \\ &= ((746427,7 - 724034,9) \cdot 2,95 + 724034,9 \cdot 4,05) / 746427,7 = 4,0 \text{ т/м}^3 \end{aligned} \quad (82)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{н}} \cdot [K_{\text{Н}} / K_{\text{К}}] = 390 \cdot 4,05 \cdot [0,976 / 0,984] = 1592,5 \text{ т}, \quad (83)$$

Количество циклов очистной выемки составляет:

$$N_{\text{ц}} = D_{\text{cop}} / M_{\text{он}} = 746427,7 / 1592,5 = 469 \text{ циклов.} \quad (84)$$

Исходя из объема работ и норм времени на проведения операций рассчитаем продолжительность цикла очистной выемки, результаты расчётов представим в таблице 11.

Таблица 11 - *Расчёт продолжительности цикла очистной выемки*

Процесс	Объем работ	Норма времени чел*час	Трудозатраты чел*час	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции	-	-	-	-	0,4
Доставка, погрузка	386,8	0,044	17,0	1	17,0
Бурение	175,5	0,051	8,9505	1	8,9505
Заряжание, взрывание	175,5	0,020	3,5	1	3,51
Итого:			29,5		

Скорость погашения запасов выемочной единицы вычисляется:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{см}} = 30 \cdot 1 \cdot (390 \cdot 4,05) = 47385 \text{ т/мес,} \quad (85)$$

где $N_{\text{рд}} = 30$ дней – количество рабочих дней в месяц;

$D_{\text{ц}} = 1580$ т – количество добытой руды из очистных выработок;

$N_{\text{ц}} = 1$ шт – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистных работ вычисляется отношением:

$$t_{\text{об}} = \frac{B_{\text{cop}}}{Q_{\text{бл}}} = \frac{738811,1}{47385} = 15,6 \text{ мес,} \quad (86)$$

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_{\text{б}} = (D_{\text{cop}} + D_{\text{нар}}) / t_{\text{ов}} = (746427,7 + 170494,9) / 15,6 = 58808,5 \text{ т/мес,} \quad (87)$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{зр} = T_{см} \cdot M_{он} / \sum Z_T = 7,5 \cdot 1592,5 / 29,5 = 405,1 \text{ т/чел.см}, \quad (88)$$

где $T_{см} = 7,5$ час – продолжительность смены;

$\sum Z_T = 29,5$ чел*час – суммарные затраты на цикл очистной выемки.

Таблица 12 - *Продолжительность проведения горных выработок*

Выработка	Длина, м	V, м/мес	t, мес
ГПР:			
Доставочный штрек	240	120	2
НР:			
Разрезной орт	171	120	1,4

Трудозатраты на проведение выработок:

$$Z_{II} = N_{зв} \cdot t \cdot N_{см} \cdot N_{р\partial} = 2 \cdot 3,4 \cdot 3 \cdot 30 = 616,5 \text{ чел.см}, \quad (89)$$

где $N_{зв} = 2$ – количество человек в звене,

$N_{см} = 3$ шт – количество смен в сутки;

$t = 3,4$ мес – продолжительность проведения выработок.

Производительность труда по системе разработки:

$$P_c = D_6 / (Z_{II} + N_{цикл} \cdot \sum Z_T) = 936362,6 / (616,5 + 469 \cdot 29,5) = 64,9 \text{ т/чел.см}, \quad (100)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_{Г} = 3000$ тыс.т составляет :

$$N_B = A_{Г} / (P_6 \cdot 12) = 3000 \cdot 1000 \cdot (58808,5 \cdot 12) \approx 4 \text{ шт}, \quad (90)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке составляет:

$$N_{II} = N_B \cdot t_n / t_{o.в.} = 4 \cdot 3,4 / 15,6 \approx 1 \text{ шт}, \quad (91)$$

Количество блоков для выполнения годового плана:

$$N_{год} = \frac{(A_{Г} \cdot 1000)}{D_B} = \frac{(3000 \cdot 1000)}{936362,6} = 3 \text{ шт}. \quad (92)$$

Время на отработку всех камер в блоке:

$$T_{отр} = N_{р\partial} \cdot t_{o.в.} = 30 \cdot 15,6 = 468 \text{ дней}. \quad (93)$$

Время на отбойку одной камеры:

$$T_{кам} = T_{отр} / N = 468 / 14 \approx 34 \text{ дня}, \quad (94)$$

где $N = 14$ – количество выемочных единиц в блоке.

Время на отработку одной камеры:

$$T_{\text{ЗАКЛ}} = T_3 + T_{\text{КАМ}} = 34 + 30 = 64 \text{ дня}, \quad (95)$$

где $T_3 = 30$ дней – время на набор прочности бетона и закладку.

1.6. Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем.

На рисунке 8 представлена камерная система разработки с закладкой для мощной наклонной залежи. Оработка залежи ведётся сверху вниз, по простиранию рудного тела. В соответствии с подготовкой месторождения рудное тело по простиранию разбивается на секции (ленты) длиной 120 м и шириной 8 м. Секции обрабатываются камерами высотой 15,0 м, под защитным бетонным слоем высотой 5,0 м. Выемка камер происходит последовательно.

Подготовка защитного слоя аналогична способу проходки разрезных ортов, за исключением того, что разрезные орты проходят из вент-закладочного штрека, а секции обрабатываются на высоту разрезного орта путем расширения до максимально допустимой ширины камеры.

Горно-подготовительные работы в блоке заключаются в проведении транспортного и вент-закладочного штреков, рудоспуска, слоевых ортов и заездов на транспортный штрек и вент-закладочный горизонт.

Нарезные работы начинаются с прохождения из слоевого орта разрезного штрека, сечением 20,0 м².

Следующим шагом из разрезного штрека забуриваем верхние восходящие комплекты буровых скважин. Отбитую руду до рудоспуска транспортируют погрузочно-доставочными машинами (ПДМ).

После выемки руды в устье заходки возводится перемычка, выработанное пространство заполняется твердеющей смесью. Смесью подаётся из вентиляционно-закладочного штрека через специальный трубопровод. При проведении подготовительных работ отбитая порода используется в качестве закладочного материала.

В дальнейшем стадии очистной выемки повторяются до полной отработки всего блока. Проветривание тупиковых проходческих забоев осуществляется с помощью вентиляторов местного проветривания (ВМП). Свежая струя воздуха попадает под действием обще шахтной депрессии по транспортному штреку через слоевые орты в камеры, а загрязненная струя воздуха выходит из слоя через слоевые орты соседнего блока.

Конструируя систему разработки, выбираем следующие параметры подготовительно-нарезных выработок:

- транспортный штрек: сечение всвету $S=20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 120\text{м}$;
- вентиляционно-закладочный штрек: сечение всвету $S= 20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 120\text{м}$;
- откаточный штрек: сечение всвету $S = 17,5\text{м}^2$, длина выработки $L = 120 \text{ м}$;
- слоевой орт: сечение всвету $S = 20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 122,25\text{м}$;
- заезды: сечение всвету $S = 20,0\text{м}^2$, длина выработки $L = 20,0\text{м}$;

Сечения подготовительно-нарезных выработок принимались исходя из типа используемого оборудования:

- *доставочное*: погрузочно-доставочная машина ST-14;
- *буровое*: самоходная буровая установка Sandvic DL при системе разработки, Sandvic DD при формировании защитного слоя.

Все необходимые данные для расчётов формирования защитного слоя сводим в таблицу 13, в таблицу 14 сводим данные непосредственно для системы разработки, производим расчёт распределения балансовых и извлекаемых запасов расчётного блока по элементам системы разработки.

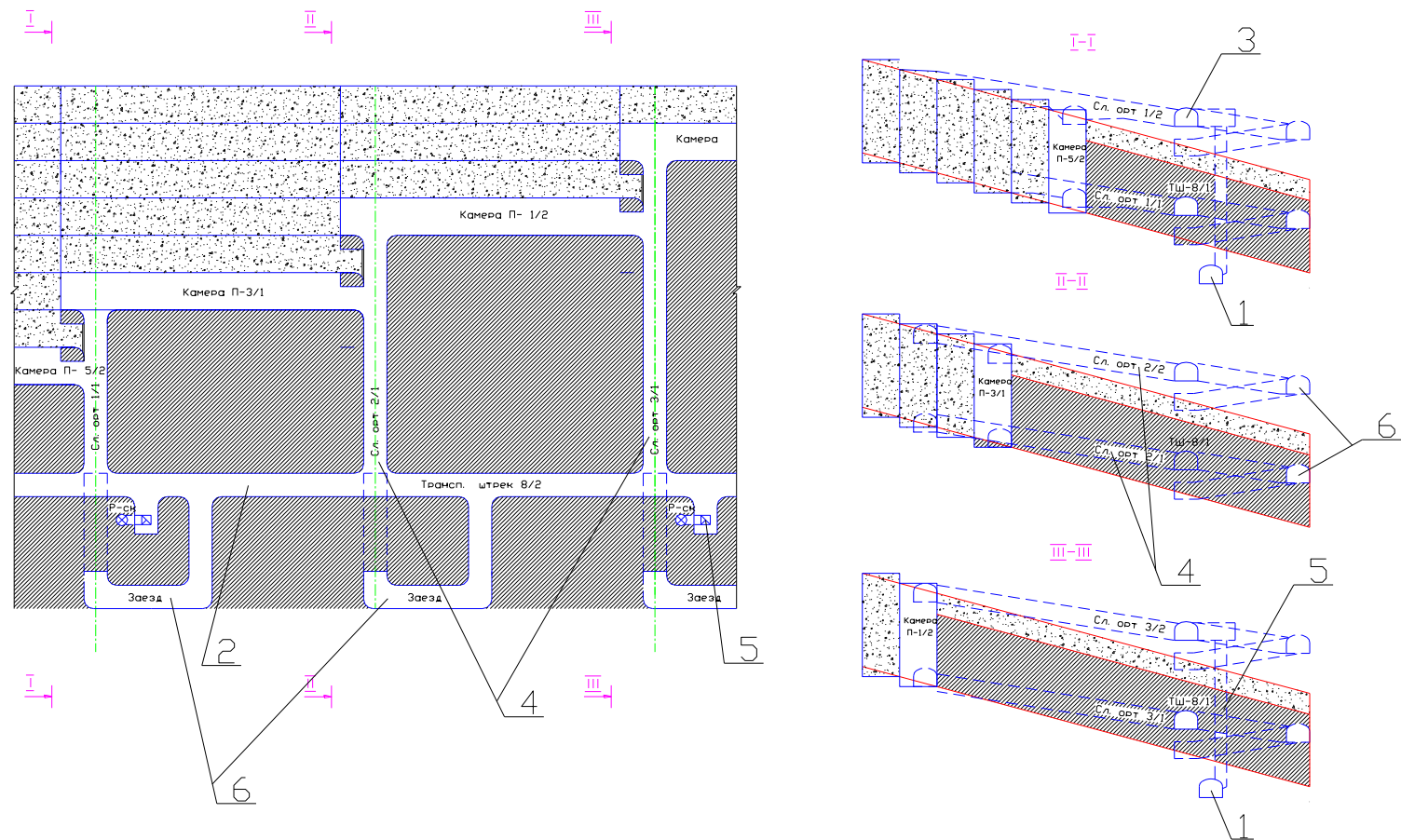


Рисунок 8 - Вариант системы разработки применяемый на рудниках Норильского ГМК: 1- откаточный штрек; 2 – транспортный штрек; 3 – вент-закладочный штрек; 4 – слоевой орт; 5 – рудоспуск; 6 – заезды

Таблица 13 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании защитного слоя*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Вент-закладочный штрек	2	20	20	0,0	120	0	4800	0	1	0	1	0
Откаточный штрек	2	17,5	17,5	0,0	120	0	4200	0	1	0	1	0
Слоевой орт на вент-закладку	2	0	20	0,0	122,25	0	4890	0,0	1	0,0	1	0,0
Рудоспуск	1	4	4	20	45	80	180	324	1	324	1	324
Заезды на вент-закладку	2	0	20	0	20	0	800	0	1	0	1	0
Итого ГПР:						80,0	14870	324,0		324,0		324,0
НР:												
Разрезной орт	15	22,5	22,5	105	105	35437,5	35437,5	143521,875	1	143521,875	1	143521,875
Итого НР:						35437,5	35437,5	143521,875		143521,875		143521,875
СОР:												
Выемка запасов камер								172054,1	0,96	165172,0	0,945	174785,1
ИТОГО								315900,0	0,978	309017,8	0,970	318631,0

Таблица 14 - *Распределение балансовых и извлекаемых запасов при формировании системы разработки*

Выработка	Количество	Сечение, м².		Длина, м		объём, м³		Балансовые запасы, т	Кн	Извлекаемые запасы, т	Кк	Добытая рудная масса, т
		по руде	общее	по руде	общее	по руде	общее					
ГПР:												
Транспортный штрек	2	20	20	120,0	120	4800	4800	19440	1	19440	1	19440
Слоевой орт на подсечке	2	20	20	122,25	122,25	4890	4890	19804,5	1	19804,5	1	19804,5
Заезды на подсечке	2	20	20	20,0	20,0	800,0	800,0	3240,0	1	3240,0	1	3240,0
Итого ГПР:						10490,0	10490	42484,5		42484,5		42484,5
НР:												
Разрезной орт	15	22,5	22,5	105	105	35437,5	35437,5	143521,875	1	143521,875	1	143521,875
Итого НР:						35437,5	35437,5	143521,875		143521,875		143521,875
СОР:												
Выемка запасов камер								761693,6	0,96	731225,9	0,945	773784,0
ИТОГО								947700,0	0,968	917232,3	0,956	959790,4

Удельный объём ГПР при формировании защитного слоя:

$$q_{\text{ГПР}} = \frac{\sum V_{\text{ГПР}}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{14870}{318631} \cdot 1000 = 46,7 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (96)$$

Удельный объём НР при формировании защитного слоя:

$$q_{\text{НР}} = \frac{\sum V_{\text{НР}}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{35437,5}{318631} \cdot 1000 = 11,1 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (97)$$

Итого:

$$q_{\text{уд}} = q_{\text{ГПР}} + q_{\text{НР}} = 46,7 + 11,1 = 57,8 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (98)$$

Удельный объём ГПР при системе разработки:

$$q_{\text{ГПР}} = \frac{\sum V_{\text{ГПР}}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{10490}{959790,4} \cdot 1000 = 10,9 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (99)$$

Удельный объём НР при системе разработки:

$$q_{\text{НР}} = \frac{\sum V_{\text{НР}}}{\sum D} \cdot 1000 = \frac{35437,5}{959790,4} \cdot 1000 = 3,7 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (100)$$

Итого:

$$q_{\text{уд}} = q_{\text{ГПР}} + q_{\text{НР}} = 10,9 + 3,7 = 14,6 \text{ м}^3/\text{тыс.т}, \quad (101)$$

Объём работ на бурение для формирования защитного слоя определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{\text{бур}}$, равного $0,7 \text{ м}^3$ и объёма массива отбиваемого за цикл $V_{\text{ц}}$.

Объём отбиваемого массива при формировании защитного слоя равен, отношению количества отбиваемой рудной массы к плотности руды:

$$V_{\text{ц}} = (S_{\text{КАМ}} - S_{\text{РО}}) \cdot L_{\text{ОТП}} = (40 - 22,5) \cdot 4 = 70 \text{ м}^3, \quad (102)$$

где $S_{\text{КАМ}}$ – сечение отбиваемой камеры в системе разработки, м^2 :

$$S_{\text{КАМ}} = M \cdot B_{\text{КАМ}} = 5 \cdot 8 = 40 \text{ м}^2, \quad (103)$$

$L_{\text{ОТП}} = 4,0 \text{ м}$ – количество метров, пройденные за один взрыв.

Тогда объём бурения скважин за цикл составит:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 0,7 \cdot 70 = 49 \text{ м}^3, \quad (104)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов объёмом 49 м³ с учётом ее средней плотности составит:

$$Q_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{р}} \cdot [K_{\text{н}} / K_{\text{к}}] / \gamma_{\text{р.м}} = 70 \cdot 4,05 \cdot (0,970 / 0,978) / 4,05 = 69,4 \text{ м}^3, \quad (105)$$

где $\gamma_{\text{р}}$ и $\gamma_{\text{р.м}} = 4,05 \text{ т/м}^3$ – плотность руды и рудной массы.

Плотность рудной массы как средневзвешенная величина определяется:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{р.м}} &= ((D_{\text{cop}} - B_{\text{и.сop}}) \gamma_{\text{н}} + B_{\text{и.сop}} \cdot \gamma_{\text{р}}) / D_{\text{cop}} = \\ &= ((174785,1 - 165172,0) \cdot 2,95 + 165172,0 \cdot 4,05) / 174785,1 = 4,0 \text{ т / м}^3 \end{aligned} \quad (106)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_{\text{н}} \cdot [K_{\text{н}} / K_{\text{к}}] = 70 \cdot 4,05 \cdot [0,978 / 0,97] = 286 \text{ т}, \quad (107)$$

Количество циклов очистной выемки составляет:

$$N_{\text{ц}} = D_{\text{cop}} / M_{\text{он}} = 174785,1 / 286 = 611 \text{ циклов}. \quad (108)$$

Объём работ на ручное зарядание и взрывание составляет $Q_{\text{зв}} = 49 \text{ м}^3$.

Исходя из объёма работ и норм времени на проведения операций рассчитаем продолжительность цикла очистной выемки при формировании защитного слоя, результаты расчётов представим в таблице 15.

Таблица 15 - *Расчёт продолжительности цикла очистной выемки*

Процесс	Объем работ	Норма времени чел*час	Трудозатраты чел*час	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции	-	-	-	-	0,4
Доставка, погрузка	69,4	0,044	3,1	1	3,05
Бурение	49	0,02	1,0	1	1,0
Заряжание, взрывание	49	0,01	0,49	1	0,49
Итого:			4,5		

Скорость погашения запасов выемочной единицы вычисляется:

$$Q_{\text{вл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{см}} = 30 \cdot 1 \cdot (70 \cdot 4,05) = 8505 \text{ т/мес}, \quad (109)$$

где $N_{\text{рд}} = 30$ дней – количество рабочих дней в месяц;

$D_{\text{ц}} = 284$ т – количество добытой руды из очистных выработок;

$N_{\text{ц}} = 1$ шт – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистных работ вычисляется отношением:

$$t_{\text{об}} = \frac{B_{\text{сop}}}{Q_{\text{вл}}} = \frac{172054,1}{8505} = 20,2 \text{ мес}, \quad (110)$$

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_{\text{б}} = (D_{\text{сop}} + D_{\text{нар}}) / t_{\text{об}} = (174785,1 + 143521,875) / 20,2 = 15734,6 \text{ т/мес}, \quad (111)$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{\text{зр}} = T_{\text{см}} \cdot M_{\text{он}} / \sum Z_{\text{т}} = 7,5 \cdot 286 / 4,5 = 474,1 \text{ т/чел.см}, \quad (112)$$

где $T_{\text{см}} = 7,5$ час – продолжительность смены;

$\sum Z_{\text{т}} = 4,5$ чел*час – суммарные затраты на цикл очистной выемки.

Таблица 16 - *Продолжительность проведения горных выработок*

Выработка	Длина, м	V, м/мес	t, мес
ГПР:			
Вент-закладочный штрек	240	120	2
Откаточный штрек	240	100	2,4
Рудоспуск	45	60	0,75
Слоевой орт на вент-закладку	244,5	120	2,04
Заезд на вент-закладку	40	120	0,33
НР:			
Разрезной штрек	105	120	0,875

Трудозатраты на проведение выработок:

$$З_{\Pi} = N_{зв} \cdot t \cdot N_{см} \cdot N_{р\partial} = 2 \cdot 8,4 \cdot 3 \cdot 30 = 1511,3 \text{ чел.см}, \quad (113)$$

где $N_{зв} = 2$ – количество человек в звене,

$N_{см} = 3$ шт – количество смен в сутки;

$t = 8.4$ мес – продолжительность проведения выработок.

Производительность труда при формировании защитного слоя:

$$P_c = D_6 / (З_{\Pi} + N_{цикл} \cdot \Sigma Z_T) = 318631 / (1511,3 + 611 \cdot 4,5) = 74,5 \text{ т/чел.см}, \quad (114)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_{\Gamma} = 1000$ тыс.т составляет :

$$N_B = A_{\Gamma} / (P_o \cdot 12) = 1000 \cdot 1000 \cdot (15734,6 \cdot 12) \approx 5 \text{ шт}, \quad (115)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке составляет:

$$N_{\Pi} = N_B \cdot t_n / t_{o.в} = 5 \cdot 8,4 / 20,2 \approx 2 \text{ шт}, \quad (116)$$

Время на подготовку защитного слоя в блоке:

$$T_{отп} = N_{р\partial} \cdot t_{o.в} = 30 \cdot 20,2 = 606 \text{ дней}. \quad (117)$$

Время на отбойку одного расширения:

$$T_{кам} = T_{отп} / N = 606 / 15 \approx 40 \text{ дней}, \quad (118)$$

где $N = 15$ – количество выемочных единиц в блоке.

Время на отработку одного расширения:

$$T_{\text{ЗАКЛ}} = T_3 + T_{\text{КАМ}} = 40 + 30 = 70 \text{ дней}, \quad (119)$$

где $T_3 = 30$ дней – время на набор прочности бетона и закладку.

Объём работ на бурение для системы разработки определяем исходя из удельного расхода бурения $q_{\text{бур}}$, равного $0,45 \text{ м/м}^3$ и объёма массива отбиваемого за цикл $V_{\text{ц}}$.

Объём отбиваемого массива равен, отношению количества отбиваемой рудной массы к плотности руды:

$$V_{\text{ц}} = (S_{\text{КАМ}} - S_{\text{РО}}) \cdot L_{\text{ОТП}} = (120 - 22.5) \cdot 4 = 390 \text{ м}^3, \quad (120)$$

где $S_{\text{КАМ}}$ – сечение отбиваемой камеры в системе разработки, м^2 :

$$S_{\text{КАМ}} = M \cdot B_{\text{КАМ}} = 15 \cdot 8 = 120 \text{ м}^2, \quad (121)$$

$L_{\text{ОТП}} = 4.0 \text{ м}$ – количество метров, пройденные за один взрыв.

Тогда объём бурения скважин за цикл составит:

$$Q_{\text{бур}} = q_{\text{бур}} \cdot V_{\text{ц}} = 0,45 \cdot 390 = 175,5 \text{ м}^3, \quad (122)$$

Объём доставки рудной массы при выемке запасов объёмом 390 м^3 с учётом ее средней плотности составит:

$$Q_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_p \cdot [K_H / K_K] / \gamma_{\text{р.м}} = 390 \cdot 4,05 \cdot (0,968 / 0,956) / 4,05 = 385,1 \text{ м}^3, \quad (123)$$

где γ_p и $\gamma_{\text{р.м}} = 4,05 \text{ т/м}^3$ – плотность руды и рудной массы.

Плотность рудной массы как средневзвешенная величина определяется:

$$\begin{aligned} \gamma_{\text{р.м}} &= ((D_{\text{сop}} - B_{\text{и.сop}}) \gamma_n + B_{\text{и.сop}} \cdot \gamma_p) / D_{\text{сop}} = \\ &= ((773784 - 731225,9) \cdot 2,95 + 731225,9 \cdot 4,05) / 773784 = 4,0 \text{ т/м}^3 \end{aligned} \quad (124)$$

Количество рудной массы в целике, добываемой за цикл, составит:

$$M_{\text{он}} = V_{\text{ц}} \cdot \gamma_n \cdot [K_H / K_K] = 390 \cdot 4,05 \cdot [0,968 / 0,956] = 1600 \text{ т}, \quad (125)$$

Количество циклов очистной выемки составляет:

$$N_{\text{ц}} = D_{\text{cop}} / M_{\text{он}} = 773784 / 1600 = 484 \text{ циклов.} \quad (126)$$

Объём работ на ручное зарядание и взрывание составляет $Q_{\text{зв}} = 175,5 \text{ м}^3$.

Исходя из объёма работ и норм времени на проведения операций рассчитаем продолжительность цикла очистной выемки, результаты расчётов представим в таблице 17.

Таблица 17 - *Расчёт продолжительности цикла очистной выемки*

Процесс	Объем работ	Норма времени чел*час	Трудозатраты чел*час	Количество людей (машин)	Продолжительность процесса, час
Подготовительные операции	-	-	-	-	0,4
Доставка, погрузка	385,1	0,044	16,9	1	16,94
Бурение	175,5	0,051	9,0	1	9,0
Зарядание, взрывание	175,5	0,02	3,51	1	3,51
Итого:			29,4		

Скорость погашения запасов выемочной единицы вычисляется:

$$Q_{\text{бл}} = N_{\text{рд}} \cdot D_{\text{ц}} \cdot N_{\text{см}} = 30 \cdot 1 \cdot (390 \cdot 4,05) = 47385 \text{ т/мес,} \quad (127)$$

где $N_{\text{рд}} = 30$ дней – количество рабочих дней в месяц;

$D_{\text{ц}} = 1579 \text{ т}$ – количество добытой руды из очистных выработок;

$N_{\text{ц}} = 1$ шт – количество циклов в сутки.

Продолжительность собственно очистных работ вычисляется отношением:

$$t_{\text{об}} = \frac{B_{\text{cop}}}{Q_{\text{бл}}} = \frac{761693,6}{47385} = 16,1 \text{ мес,} \quad (128)$$

Месячная производительность выемочной единицы:

$$P_{\text{б}} = (D_{\text{cop}} + D_{\text{нар}}) / t_{\text{об}} = (773784 + 143521,875) / 16,1 = 57065,6 \text{ т/мес,} \quad (129)$$

Производительность труда забойного рабочего:

$$P_{\text{зр}} = T_{\text{см}} \cdot M_{\text{он}} / \sum Z_T = 7,5 \cdot 1600 / 29,4 = 408 \text{ т/чел.см,} \quad (130)$$

где $T_{см} = 7,5$ час – продолжительность смены;

$\sum Z_T = 29,4$ чел*час – суммарные затраты на цикл очистной выемки.

Таблица 18 - *Продолжительность проведения горных выработок*

Выработка	Длина, м	V, м/мес	t, мес
ГПР:			
Транспортный штрек	240	120	2
Слоевой орт на подсечке	244,5	120	2,04
Заезд на подсечке	40	120	0,33
НР:			
Разрезной орт	105	120	0,875

Трудозатраты на проведение выработок:

$$Z_{II} = N_{зв} \cdot t \cdot N_{см} \cdot N_{р\partial} = 2 \cdot 5,2 \cdot 3 \cdot 30 = 944,3 \text{ чел.см}, \quad (131)$$

где $N_{зв} = 2$ – количество человек в звене,

$N_{см} = 3$ шт – количество смен в сутки;

$t = 5,2$ мес – продолжительность проведения выработок.

Производительность труда по системе разработки:

$$P_c = D_6 / (Z_{II} + N_{цикл} \cdot \sum Z_T) = 959790,4 / (944,3 + 484 \cdot 29,4) = 63,3 \text{ т/чел.см}, \quad (132)$$

Количество выемочных единиц в очистной выемке, при $A_G = 3000$ тыс.т составляет :

$$N_B = A_G / (P_6 \cdot 12) = 3000 \cdot 1000 \cdot (57065,6 \cdot 12) \approx 4 \text{ шт}, \quad (133)$$

Количество выемочных единиц в одновременной подготовке составляет:

$$N_{II} = N_B \cdot t_n / t_{o.в} = 4 \cdot 5,2 / 16,1 \approx 1 \text{ шт}, \quad (134)$$

Время на отработку всех камер в блоке:

$$T_{отр} = N_{р\partial} \cdot t_{o.в} = 30 \cdot 16,1 = 483 \text{ дней}. \quad (135)$$

Время на отбойку одной камеры:

$$T_{кам} = T_{отр} / N = 483 / 15 \approx 32 \text{ дня}, \quad (136)$$

где $N = 15$ – количество выемочных единиц в блоке.

Время на отработку одной камеры:

$$T_{\text{ЗКЛ}} = T_3 + T_{\text{КАМ}} = 32 + 30 = 62 \text{ дня}, \quad (137)$$

где $T_3 = 30$ дней – время на набор прочности бетона и закладку

ПРИЛОЖЕНИЕ 2

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОЙ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ПРЕДЛАГАЕМЫХ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ

1.1. Расчёт себестоимости, полученной для камерной системы разработки с отработкой вкрест простирания рудного тела.

В случае потребления энергии издержки калькулируются обособленно, расчет занесем в статью «Энергия на технологические цели».

Таблица 1 - *Статья «Энергия на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Вода					
Sandvic DL	150	5896,9	884535,4	0,43	380350,2
Электроэнергия					
Sandvic DL	140	5896,9	825566,3	2,4	1981359,2
Итого					2361709,4
Прочие не учтенные, 5 %					118085,5
Всего					2479794,9

Ведущей статьёй калькуляции себестоимости процесса формирования защитного слоя является статья «Вспомогательные материалы».

Таблица 2 - *Статья «Вспомогательные материалы»*

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственно очистными работами					
Гранулит АС-8	2,50	256523,4	641308,6	50	32065429,7
Магистральный провод	1,00	256523,4	256523,4	10	2565234,4
СИНВ	0,65	256523,4	166740,2	60	10004414,1
Детонатор (ДПМ)	0,70	256523,4	179566,4	100	17956640,6
Материалы расходуемые на 1м шпура					
Сталь буровая Sandvic DL	0,063	115625,5	7284,4	1000	7284409
Коронки Sandvic DL	0,067	115625,5	7746,9	4000	30987644,4
Материалы расходуются на 1м ³					
Шины на ST-14	0,005	259168,0	1295,840	50000	64792002,3
Шины на Charmec	0,0005	259168,0	129,584	20000	2591680,1
Шины на Sandvic DL	0,002	259168,0	518,34	25000	12958400,5
Ножи на ковш ST-14	0,004	259168,0	1036,67	1000	1036672,0
Закладка (М-30)	1	301144,6	301144,6	815	245432825,8
Итого:					414716952,2
Прочие неучтенные 5%					20735847,6
Всего					435452799,8

Расчёт по статье «Топливо на технологические цели» проводим обособлено от расчёта «Энергия на технологические цели». В данном случае издержки определяют исходя из времени работы оборудования, расхода топлива в единицу времени и цены за единицу топлива.

Таблица 3 - *Статья «Топливо на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
GCM					
Sandvic DL					
Диз. топливо	4	5896,9	23588	55	1297318,5
Масло	0,02	5896,9	117,9	100	11794
ST-14					
Диз. топливо	16	11208,7	179338,6	55	9863623,0
Масло	0,08	11208,7	896,7	100	89669,3
Charmec					
Диз. топливо	7	330,4	2312,5	55	127188,1
Масло	0,04	330,4	13,2	100	1321,4
Итого					11390914,2
Прочие не учтенные, 5 %					569545,7
Всего					11960459,9

Особое внимание стоит уделить статье «Основная заработная плата» в которой учтены все виды доплат, премии, районные коэффициенты и т.д.

Таблица 4 - *Статья «Основная заработная плата»*

Процессы	Норма времени,	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч (согласно разряду)	З/пл по тарифным ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа	чел.ч				
Доставка, погрузка	0,044	254742	11208,7	92,40	1035680,4
Бурение	0,0510	115626	5896,9	109,78	647362,0
Заряжание, взрывание	0,020	115626	2312,5	92,40	213676,0
Закладочные работы	0,036	298500	10746,0	82,25	883858,5
Итого					2780577
Прочие неучтенные, 5%					139028,8
Всего					2919605,7
Сдельный приработок, %			10		29196057,1
Доплата за работу ночью			20		58392114,2
Премия, %			30		87588171,3
Итого с доплатами					178095948
Районный коэффициент			1,8		
Северный коэффициент			1,8		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{\text{зн}}$					320572707,1

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска 66 дней, количества невыходов по болезни 2 дней, 23 рабочих дней в месяц, что означает 89 выходных дней в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет:

$$T_3 = 365 - T_{\text{отп}} - T_{\text{рн}} - T_{\text{в}} = 365 - 66 - 2 - 89 = 208 \text{ дней.} \quad (1)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы:

$$d = T_{\text{отп}} / T_3 = 66 / 208 = 0,32 \quad (2)$$

Дополнительная заработная плата:

$$Д_{зп} = Q_{зп} * d = 320572707,1 \cdot 0,32 = 101720185,9 \text{ руб.} \quad (3)$$

Расчёт амортизации оборудования показан в таблице 5.

Таблица 5 - *Статья «Амортизация оборудования»*

Наименование оборудования	Годовая норма амортизации, %	Время работы оборудования, год	Норма отчислений, %	Стоимость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Sandvic DL	10	0,5	5,2	2500000	131076,3889
ST-14	10	0,5	5,2	18000000	943750
Charmec	10	0,5	5,2	17500000	917534,7222
Итого					1992361,111
Прочие неучтённые 5%					99618,05556
ВСЕГО					2091979,167

Стоимость на проведение выработок указана в таблице 6.

Таблица 6 - *Стоимость на проведение горных выработок*

Стоимость выработок	Цена, руб
Разрезной орт/штрек, пройден по руде	1500
Рудоспуск проходка по породе	3000
Рудоспуск проходка по руде	2850
Подготовительные выработки пройденные по породе	2500
Подготовительные выработки пройденные по руде	2400
Капитальные выработки пройденные по породе	2700
Капитальные выработки пройденные по руде	2600

Расчёт затрат на проведение выработок указан в таблице 7.

Таблица 7 - *Затраты на выработки*

Выработки	Объем, м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:		
Вент-закладочный штрек	2400	5760000,0
Доставочный штрек	4800	11520000,0
Откаточный штрек	2100	5670000
Рудоспуск	160	471000
Итого ГПР		23421000,0
Нарезные работы:		
Разрезной орт	41976,6	62964844
Итого НР		62964844

Результаты вычислений всех статей сводятся в отдельную таблицу 8, которая называется «Калькуляция прямых затрат»

Таблица 8- *Калькуляция прямых затрат*

Статья затрат	Всего:	
	руб.	%
1.Вспомогательные материалы	435452799,8	42
2.Энергия на технологические цели	2479794,9	0,241
3.Топливо на технологические цели	11960459,9	1,2
4.Основная заработная плата $O_{зп}$	320572707,1	31,2
5.Дополнительная заработная плата $D_{зп}$	101720185,9	9,89
6.Единый социальный налог 36,5% от $O_{зп} + D_{зп}$	154136905,9	14,99
7.Амортизационные отчисления	2091979,167	0,2
Итого по собственно очистным работам	1028414833	
Затраты на нарезные выработки	62964844	
Затраты на горно – подготовительные выработки	23421000	
Всего затрат на блок	1114800676	
Себестоимость	892,53	

Расчёт прибыли произведем с учетом потерь и разубоживания, результаты расчетов сводим в таблицу 9, разубоживание принимаем с учетом схем конфигурации камер, обеспечивающих полное вписывание очистной камеры в контур рудного тела, то есть стремящимся к нулю.

Таблица 9 - *Расчёт потерь и разубоживания на почве выработок*

Показатели	Условные обозначения	Значение
Балансовые запасы, т	Б	1238328,0
Содержание в балансовых запасах, грамм/т	с	2550,00
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, грамм/т	в	0
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т	В	0
Количество потерь руды, т	$P=B \cdot K_p$	14860
Коэффициент потерь, доли единиц	K_p	0,023
Коэффициент разубоживания, доли единиц	K_r	0,023
Количество добытой руды, т	$D=B-P+V$	1209846
Содержание полезного компонента в добытой руде, грамм/т	$a=c-K_{pr.p} \cdot (c-v)$	2491,4
Валовая ценность 1 тонны добытой руды, руб	$C_d=a \cdot C_o \cdot I_o$	22422,15
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц	I_o	0,9
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб	$C_{и}=C_d \cdot ((1-K_p) \cdot I_o) / (1-K_{pr.p})$	20179,935
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.	$С_{ов}=C_d+C_{тр}+C_{пер}$	892,53
Себестоимость добычи, руб.	C_d	892,53
Себестоимость транспортировки, руб.	$C_{общруд}$	0
Себестоимость переработки, руб.	$C_{пер}$	0
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$Зуд=D/B \cdot C_{ов}$	872,00
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$Пр=C_{и}-Зуд$	19307,94

1.2 Основные показатели для камерной системы разработки с отработкой вкрест простирания рудного тела в зависимости от угла падения рудного тела.

Таблица 10

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	128,0	129,0	127,4	134,4	128,4	125,4
Азимут заложения разрезного орта, град	85,38	68,06	61,73	56,46	48,13	44,78
Длина разрезного орта, м	170,5	171,2	170,0	175,2	170,7	168,6
Количество ортов в очистном блоке, шт	16,0	15,0	14,0	14,0	12,0	11,0
Балансовые запасы, тонн	1244160,0	1253880,0	1238328,0	1306368,0	1248048,0	1218888,0
Удельный расход ГПР, м ³ /тыс.т	7,5	7,5	7,6	7,2	7,5	7,7
Удельный расход НР, м ³ /тыс.т	3,4	3,4	3,4	3,4	3,4	3,4
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,98	0,979	0,977	0,974	0,964	0,954
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,98	0,979	0,977	0,974	0,964	0,954
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	881,82	873,79	872,0	869,36	860,40	851,46
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	19525,32	19347,45	19307,94	19248,61	19051,02	18853,41

2.1. Расчёт себестоимости, полученной для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК

В случае потребления энергии издержки калькулируются обособленно, расчет занесем в статью «Энергия на технологические цели».

Таблица 11 - *Статья «Энергия на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Вода					
Sandvic DL	150	6118,6	917793,8	0,43	394651,3
Электроэнергия					
Sandvic DL	140	6118,6	856607,6	2,4	2055858,2
Итого					2450509,5
Прочие не учтенные, 5 %					122525,5
Всего					2573035,0

Ведущей статьёй калькуляции себестоимости процесса формирования защитного слоя является статья «Вспомогательные материалы».

Таблица 12 - *Статья «Вспомогательные материалы»*

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственными очистными работами					
Гранулит АС-8	2,50	265992,5	664981,25	50	33249062,5
Магистральный провод	1,00	265992,5	265992,5	10	2659925
СИНВ	0,65	265992,5	172895,125	60	10373707,5
Детонатор (ДПМ)	0,70	265992,5	186194,75	100	18619475
Материалы расходуются на 1м шпура					
Сталь буровая Sandvic DL	0,063	119973,0503	7558,302168	1000	7558302,168
Коронки Sandvic DL	0,067	119973,0503	8038,194369	4000	32152777,48
Материалы расходуются на 1м ³					
Шины на ST-14	0,005	270214,6032	1351,073016	50000	67553650,79
Шины на Charmec	0,0005	270214,6032	135,1073016	20000	2702146,032
Шины на Sandvic DL	0,002	270214,6032	540,4292063	25000	13510730,16
Ножи на ковш ST-14	0,004	270214,6032	1080,858413	1000	1080858,413
Закладка (М-30)	1	305652,1032	305652,1032	815	249106464,1
Итого:					406436894
Прочие неучтенные 5%					20321844,7
Всего					426758738,7

Расчёт по статье «Топливо на технологические цели» проводим обособлено от расчёта «Энергия на технологические цели». В данном случае издержки определяют исходя из времени работы оборудования, расхода топлива в единицу времени и цены за единицу топлива.

Таблица 13 - *Статья «Топливо на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
GCM					
Sandvic DL					
Диз. топливо	4	6118,6	24475	55	1346097,6
Масло	0,02	6118,6	122,4	100	12237
ST-14					
Диз. топливо	16	11574,1	185185,2	55	10185184,7
Масло	0,08	11574,1	925,9	100	92592,6
Charmec					
Диз. топливо	7	2399,5	16796,2	55	923792,5
Масло	0,04	2399,5	96,0	100	9597,8
Итого					12569502,4
Прочие не учтенные, 5 %					628475,1
Всего					13197977,6

Особое внимание стоит уделить статье «Основная заработная плата» в которой учтены все виды доплат, премии, районные коэффициенты и т.д.

Таблица 14 - *Статья «Основная заработная плата»*

Процессы	Норма времени,	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч (согласно разряду)	З/пл по тарифным ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа	чел.ч				
Доставка, погрузка	0,044	263047	11574,1	92,40	1069444,4
Бурение	0,0510	119973	6118,6	109,78	671702,7
Заряжание, взрывание	0,020	119973	2399,5	92,40	221710,2
Закладочные работы	0,036	286640	10319,0	82,25	848741,0
Итого					2811598
Прочие неучтенные, 5%					140579,9
Всего					2952178,3
Сдельный приработок, %			10		29521782,6
Доплата за работу ночью			20		59043565,1
Премия, %			30		88565347,7
Итого с доплатами					180082874
Районный коэффициент			1,8		
Северный коэффициент			1,8		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{\text{зн}}$					324149172,6

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска 66 дней, количества невыходов по болезни 2 дней, 23 рабочих дней в месяц, что означает 89 выходных дней в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет:

$$T_3 = 365 - T_{\text{отп}} - T_{\text{рн}} - T_{\text{в}} = 365 - 66 - 2 - 89 = 208 \text{ дней.} \quad (4)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы:

$$d = T_{\text{отп}} / T_3 = 66 / 208 = 0,32 \quad (5)$$

Дополнительная заработная плата:

$$Д_{зп} = Q_{зп} * d = 324149172,6 \cdot 0,32 = 102855025,9 \text{руб.} \quad (6)$$

Расчёт амортизации оборудования показан в таблице 15.

Таблица 15 - *Статья «Амортизация оборудования»*

Наименование оборудования	Годовая норма амортизации, %	Время работы оборудования, год	Норма отчислений, %	Стоимость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Sandvic DL	10	1,1	10,6	2500000	265972,2
ST-14	10	1,1	10,6	18000000	1915000
Charmec	10	1,1	10,6	17500000	1861805,6
Итого					4042777,8
Прочие неучтённые 5%					202138,9
ВСЕГО					4244916,7

Стоимость на проведение выработок указана в таблице 16.

Таблица 16 - *Стоимость на проведение горных выработок*

Стоимость выработок	Цена, руб
Разрезной орт/штрек, пройден по руде	1500
Рудоспуск проходка по породе	3000
Рудоспуск проходка по руде	2850
Подготовительные выработки пройденные по породе	2500
Подготовительные выработки пройденные по руде	2400
Капитальные выработки пройденные по породе	2700
Капитальные выработки пройденные по руде	2600

Расчёт затрат на проведение выработок указан в таблице 17.

Таблица 17 - *Затраты на выработки*

Выработки	Объем, м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:		
Вент-закладочный штрек	4800	12000000,0
Транспортный штрек	4800	11520000,0
Откаточный штрек	4200	11340000
Слоевой орт на подсечке	4890	11736000,0
Слоевой орт на вент-закладку	4890	12225000,0
Рудоспуск	180	528000
Заезды на вент-закладку	800	2000000,0
Заезды на подсечке	800	1920000,0
Итого ГПР		63269000,0
Нарезные работы:		
Разрезной орт	35437,5	53156250
Итого НР		53156250,0

Результаты вычислений всех статей сводятся в отдельную таблицу 18, которая называется «Калькуляция прямых затрат»

Таблица 18 - *Калькуляция прямых затрат*

Статья затрат	Всего:	
	руб.	%
1.Вспомогательные материалы	426758738,7	41
2.Энергия на технологические цели	2573035,0	0,250
3.Топливо на технологические цели	13197977,6	1,3
4.Основная заработная плата $O_{зп}$	324149172,6	31,5
5.Дополнительная заработная плата $D_{зп}$	102855025,9	9,99
6.Единый социальный налог 36,5% от $O_{зп} + D_{зп}$	155856532,5	15,14
7.Амортизационные отчисления	4244916,667	0,4
Итого по собственно очистным работам	1029635399	
Затраты на нарезные выработки	53156250	
Затраты на горно – подготовительные выработки	63269000	
Всего затрат на блок	1146060649	
Себестоимость	894,87	

Расчёт прибыли произведем с учетом потерь и разубоживания, результаты расчетов сводим в таблицу 19, разубоживание принимаем с учетом схем конфигурации камер, обеспечивающих полное вписывание очистной камеры в контур рудного тела, то есть стремящимся к нулю.

Таблица 19 - *Расчёт потерь и разубоживания на почве выработок*

Показатели	Условные обозначения	Значение
Балансовые запасы, т	Б	1263600,0
Содержание в балансовых запасах, грамм/т	с	2550
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, грамм/т	в	0
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т	В	0
Количество потерь руды, т	$\Pi = Б \cdot К_{\Pi}$	56862
Коэффициент потерь, доли единиц	$К_{\Pi}$	0,045
Коэффициент разубоживания, доли единиц	$К_{р}$	0,045
Количество добытой руды, т	$Д = Б - \Pi + В$	1206738
Содержание полезного компонента в добытой руде, грамм/т	$a = c - K_{р.п} \cdot (c - в)$	2435,2500
Валовая ценность 1 тонны добытой руды, руб	$\Pi_d = a \cdot \Pi_o \cdot I_o$	21917,25
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц	I_o	0,9
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб	$\Pi_{и} = \Pi_d \cdot (((1 - K_{\Pi}) \cdot I_o) / (1 - K_{\Pi.п}))$	19725,53
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.	$С_{тов} = С_d + С_{тр} + С_{пер}$	
Себестоимость добычи, руб.	$С_d$	894,87
Себестоимость транспортировки, руб.	$С_{общруд}$	894,87
Себестоимость переработки, руб.	$С_{пер}$	0
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$Зуд = Д / Б \cdot С_{тов}$	0
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$\Pi_r = \Pi_{и} - Зуд$	854,60

2.2. Основные показатели для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК, в зависимости от угла падения рудного тела.

Таблица 20

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	130	130	130	130	130	130
Азимут заложения разрезного штрека, град	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0	90,0
Длина разрезного штрека, м	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0
Количество ортов в очистном блоке, шт	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
Балансовые запасы, тонн	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0
Удельный расход ГПР, м³/тыс.т	19,7	19,8	19,8	19,8	19,9	19,9
Удельный расход НР, м³/тыс.т	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8	2,8
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,965	0,959	0,955	0,95	0,942	0,937
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,981	0,959	0,955	0,95	0,942	0,937
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	863,52	858,17	854,60	850,14	843,01	838,5
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	19068,56	18949,98	18870,92	18772,11	18614,00	18515,2

3.1. Расчёт себестоимости, полученной при формировании защитного слоя для камерных систем разработки

В случае потребления энергии издержки калькулируются обособленно, расчет занесем в статью «Энергия на технологические цели».

Таблица 21- *Статья «Энергия на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Вода					
Sandvic DD	120	441,1	52930,1	0,43	22760,0
Электроэнергия					
Sandvic DD	110	441,1	48519,3	2,4	116446,3
Сжатый воздух					
Ранцевый порционный зарядчик (РПЗ-0,6)	80	31,5	2520,5	0,6	1512,3
Итого					140718,5
Прочие не учтенные, 5 %					7035,9
Всего					147754,5

Ведущей статьёй калькуляции себестоимости процесса формирования защитного слоя является статья «Вспомогательные материалы».

Таблица 22 - *Статья «Вспомогательные материалы»*

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственными очистными работами					
Гранулит АС-8	2,10	31316,3	65764,1	50	3288206,3
Магистральный провод	0,70	31316,3	21921,4	10	219213,8
СИНВ	0,41	31316,3	12839,7	60	770379,8
Аммонит №6ЖВ	0,60	31316,3	18789,8	50	939487,5
Материалы расходуемые на 1м шпура					
Сталь буровая Sandvic DD	0,044	22054,2	970,4	500	485193
Коронки Sandvic DD	0,047	22054,2	1036,5	2000	2073096,8
Материалы расходуются на 1м ³					
Шины на ST-14	0,005	31639,1	158,195	50000	7909774,5
Шины на Sandvic DD	0,0025	31639,1	79,10	20000	1581954,9
Ножи на ковш ST-14	0,004	31639,1	126,56	1000	126556,4
Закладка (М-60)	1	71902,8	71902,8	1000	71902847,94
Итого:					87714755,8
Прочие неучтенные 5%					4385737,8
Всего					92100493,5

Расчёт по статье «Топливо на технологические цели» проводим обособлено от расчёта «Энергия на технологические цели». В данном случае издержки определяют исходя из времени работы оборудования, расхода топлива в единицу времени и цены за единицу топлива.

Таблица 23 - *Статья «Топливо на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
GCM					
Sandvic DD					
Диз. топливо	3	441,1	1323	55	72778,9
Масло	0,02	441,1	8,8	100	882
ST-14					
Диз. топливо	16	1380,4	22087,0	55	1214782,8
Масло	0,08	1380,4	110,4	100	11043,5
Итого					1299487,4
Прочие не учтенные, 5 %					64974,4
Всего					1364461,8

Особое внимание стоит уделить статье «Основная заработная плата» в которой учтены все виды доплат, премии, районные коэффициенты и т.д.

Таблица 24 - *Статья «Основная заработная плата»*

Процессы	Норма времени,	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч (согласно разряду)	З/пл по тарифным ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа	чел.ч				
Доставка, погрузка	0,044	31374	1380,4	92,40	127552,2
Бурение	0,0200	22054	441,1	109,78	48422,2
Заряжание, взрывание	0,010	22054	220,5	92,40	20378,1
Закладочные работы	0,041	71580	2934,8	82,25	241385,7
Итого					437738
Прочие неучтенные, 5%					21886,9
Всего					459625,1
Сдельный приработок, %			10		4596251,1
Доплата за работу ночью			20		9192502,2
Премия, %			30		13788753,3
Итого с доплатами					28037132
Районный коэффициент			1,8		
Северный коэффициент			1,8		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{\text{зн}}$					50466837,1

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска 66 дней, количества невыходов по болезни 2 дней, 23 рабочих дней в месяц, что означает 89 выходных дней в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет:

$$T_3 = 365 - T_{\text{отп}} - T_{\text{рн}} - T_{\text{в}} = 365 - 66 - 2 - 89 = 208 \text{ дней.} \quad (7)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы:

$$d = T_{\text{отп}} / T_3 = 66/208 = 0,32 \quad (8)$$

Дополнительная заработная плата:

$$Д_{\text{зп}} = Q_{\text{зп}} * d = 50466837,1 * 0,32 = 16013515,6 \text{ руб.} \quad (9)$$

Расчёт амортизации оборудования показан в таблице 25.

Таблица 25 - *Статья «Амортизация оборудования»*

Наименование оборудования	Годовая норма амортизации, %	Время работы оборудования, год	Норма отчисления, %	Стоимость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Sandvic DD	10	0,4	4,4	20000000	881944,4444
ST-14	10	0,4	4,4	18000000	793750
Зарядчик РПЗ-0.6	10	0,4	4,4	150000	6614,583333
Итого					1682309,028
Прочие неучтённые 5%					84115,45139
ВСЕГО					1766424,479

Стоимость на проведение выработок указана в таблице 26.

Таблица 26 - *Стоимость на проведение горных выработок*

Стоимость выработок	Цена, руб
Разрезной орт/штрек, пройден по руде	1500
Рудоспуск проходка по породе	3000
Рудоспуск проходка по руде	2850
Подготовительные выработки пройденные по породе	2500
Подготовительные выработки пройденные по руде	2400
Капитальные выработки пройденные по породе	2700
Капитальные выработки пройденные по руде	2600

Расчёт затрат на проведение выработок указан в таблице 27.

Таблица 27 - *Затраты на выработки*

Выработки	Объем, м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:		
Вент-закладочный штрек	4800	11520000,0
Откаточный штрек	2100	5250000
Рудоспуск	160	471000
Итого ГПР		17241000,0
Нарезные работы:		
Разрезной орт	40263,8	60395625
Итого НР		60395625,0

Результаты вычислений всех статей сводятся в отдельную таблицу 28, которая называется «Калькуляция прямых затрат по процессу формирования защитного слоя».

Таблица 28 - *Калькуляция прямых затрат по процессу формирования защитного слоя*

Статья затрат	Всего:	
	руб.	%
1.Вспомогательные материалы	92100493,5	49
2.Энергия на технологические цели	147754,5	0,079
3.Топливо на технологические цели	1364461,8	0,7
4.Основная заработная плата $O_{зп}$	50466837,1	27,1
5.Дополнительная заработная плата $D_{зп}$	16013515,6	8,60
6.Единый социальный налог 36,5% от $O_{зп} + D_{зп}$	24265328,7	13,04
7.Амортизационные отчисления	1766424,479	0,9
Итого по собственно очистным работам	186124816	
Затраты на нарезные выработки	60395625	
Затраты на горно – подготовительные выработки	17241000	
Всего затрат на блок	263761441	
Себестоимость по процессу формирования защитного слоя	848,41	

3.2. Расчёт себестоимости, полученной для камерной системы разработки с отработкой вкрест простирания рудного тела под защитным слоем.

В случае потребления энергии издержки калькулируются обособленно, расчет занесем в статью «Энергия на технологические цели».

Таблица 29 - *Статья «Энергия на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Вода					
Sandvic DL	150	4195,4	629302,7	0,43	270600,2
Электроэнергия					
Sandvic DL	140	4195,4	587349,2	2,4	1409638,0
Итого					1680238,2
Прочие не учтенные, 5 %					84011,9
Всего					1764250,1

Ведущей статьёй калькуляции себестоимости процесса формирования защитного слоя является статья «Вспомогательные материалы».

Таблица 30 - *Статья «Вспомогательные материалы»*

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственными очистными работами					
Гранулит АС-8	2,50	182422,5	456056,3	50	22802812,5
Магистральный провод	1,00	182422,5	182422,5	10	1824225,0
СИНВ	0,65	182422,5	118574,6	60	7114477,5
Детонатор (ДПМ)	0,70	182422,5	127695,8	100	12769575,0
Материалы расходуемые на 1м шпура					
Сталь буровая Sandvic DL	0,063	82261,8	5182,5	1000	5182493
Коронки Sandvic DL	0,067	82261,8	5511,5	4000	22046159,5
Материалы расходуются на 1м ³					
Шины на ST-14	0,005	184303,1	921,516	50000	46075786,1
Шины на Charmec	0,0005	184303,1	92,152	20000	1843031,4
Шины на Sandvic DL	0,002	184303,1	368,61	25000	9215157,2
Ножи на ковш ST-14	0,004	184303,1	737,21	1000	737212,6
Закладка (М-30)	1	226400,6	226400,6	815	184516525,1
Итого:					304912297,5
Прочие неучтенные 5%					15245614,9
Всего					320157912,3

Расчёт по статье «Топливо на технологические цели» проводим обособлено от расчёта «Энергия на технологические цели». В данном случае издержки определяют исходя из времени работы оборудования, расхода топлива в единицу времени и цены за единицу топлива.

Таблица 31 - *Статья «Топливо на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
GCM					
Sandvic DL					
Диз. топливо	4	4195,4	16781	55	922977,3
Масло	0,02	4195,4	83,9	100	8391
ST-14					
Диз. топливо	16	7977,9	127647,2	55	7020594,3
Масло	0,08	7977,9	638,2	100	63823,6
Charmec					
Диз. топливо	7	235,0	1645,2	55	90488,0
Масло	0,04	235,0	9,4	100	940,1
Итого					8107214,0
Прочие не учтенные, 5 %					405360,7
Всего					8512574,7

Особое внимание стоит уделить статье «Основная заработная плата» в которой учтены все виды доплат, премии, районные коэффициенты и т.д.

Таблица 32 - *Статья «Основная заработная плата»*

Процессы	Норма времени,	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч (согласно разряду)	З/пл по тарифным ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа	чел.ч				
Доставка, погрузка	0,044	181317	7977,9	92,40	737162,4
Бурение	0,0510	82262	4195,4	109,78	460565,7
Заряжание, взрывание	0,020	82262	1645,2	92,40	152019,8
Закладочные работы	0,036	224520	8082,7	82,25	664803,7
Итого					2014552
Прочие неучтенные, 5%					100727,6
Всего					2115279,2
Сдельный приработок, %			10		21152791,5
Доплата за работу ночью			20		42305583,0
Премия, %			30		63458374,5
Итого с доплатами					129032028
Районный коэффициент			1,8		
Северный коэффициент			1,8		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{\text{зн}}$					232257650,7

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска 66 дней, количества невыходов по болезни 2 дней, 23 рабочих дней в месяц, что означает 89 выходных дней в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет:

$$T_9 = 365 - T_{\text{отп}} - T_{\text{рн}} - T_{\text{в}} = 365 - 66 - 2 - 89 = 208 \text{ дней.} \quad (10)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы:

$$d = T_{\text{отп}} / T_3 = 66/208 = 0,32 \quad (11)$$

Дополнительная заработная плата:

$$Д_{\text{зп}} = Q_{\text{зп}} * d = 232257650,7 \cdot 0,32 = 73697139,2 \text{руб.} \quad (12)$$

Расчёт амортизации оборудования показан в таблице 33.

Таблица 33 - *Статья «Амортизация оборудования»*

Наименование оборудования	Годовая норма амортизации, %	Время работы оборудования, год	Норма отчисления, %	Стоимость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Sandvic DL	10	0,3	2,9	2500000	71354,2
ST-14	10	0,3	2,9	18000000	513750
Charmec	10	0,3	2,9	17500000	499479,2
Итого					1084583,3
Прочие неучтённые 5%					54229,2
ВСЕГО					1138812,5

Стоимость на проведение выработок указана в таблице 34.

Таблица 34 - *Стоимость на проведение горных выработок*

Стоимость выработок	Цена, руб
Разрезной орт/штрек, пройден по руде	1500
Рудоспуск проходка по породе	3000
Рудоспуск проходка по руде	2850
Подготовительные выработки пройденные по породе	2500
Подготовительные выработки пройденные по руде	2400
Капитальные выработки пройденные по породе	2700
Капитальные выработки пройденные по руде	2600

Расчёт затрат на проведение выработок указан в таблице 35.

Таблица 35 - *Затраты на выработки*

Выработки	Объем, м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:		
Доставочный штрек	4800	11520000
Итого ГПР	4800	11520000
Нарезные работы:		
Разрезной орт	42097,5	63146250
Итого НР	42097,5	63146250

Результаты вычислений всех статей сводятся в отдельную таблицу 36, которая называется «Калькуляция прямых затрат»

Таблица 36 - *Калькуляция прямых затрат*

Статья затрат	Всего:	
	руб.	%
1.Вспомогательные материалы	320157912,3	43
2.Энергия на технологические цели	1764250,1	0,235
3.Топливо на технологические цели	8512574,7	1,1
4.Основная заработная плата $O_{зп}$	232257650,7	31,0
5.Дополнительная заработная плата $D_{зп}$	73697139,2	9,84
6.Единый социальный налог 36,5% от $O_{зп} + D_{зп}$	111673498,3	14,91
7.Амортизационные отчисления	1138812,5	0,2
Итого по собственно очистным работам	749201838	
Затраты на нарезные выработки	63146250	
Затраты на горно – подготовительные выработки	11520000	
Всего затрат на блок	823868088	
Себестоимость	879,86	

Общая себестоимость по системе разработки:

$$C_{CP} = C_{ЗС} + C_D = 848,41 + 879,86 = 1728,27 \text{ руб.}, \quad (13)$$

где $C_{ЗС}$ – себестоимость оформления защитного слоя, руб.,

C_{Π} – себестоимость добычи полезного ископаемого, руб.

Расчёт прибыли произведем с учетом потерь и разубоживания, результаты расчетов сводим в таблицу 37, разубоживание принимаем с учетом схем конфигурации камер с учетом расчета формирования защитного слоя.

Таблица 37 - *Расчёт потерь и разубоживания на почве выработок*

Показатели	Условные обозначения	Значение
Балансовые запасы, т	Б	1238328,0
Содержание в балансовых запасах, грамм/т	с	2550
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, грамм/т	в	0
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т	В	27243
Количество потерь руды, т	$\Pi = Б \cdot K_{\Pi}$	33435
Коэффициент потерь, доли единиц	K_{Π}	0,973
Коэффициент разубоживания, доли единиц	K_{ρ}	0,978
Количество добытой руды, т	$Д = Б - \Pi + В$	1232136
Содержание полезного компонента в добытой руде, грамм/т	$a = c - K_{\rho} \cdot \Pi \cdot (c - в)$	2493,9000
Валовая ценность 1 тонны добытой руды, руб	$\Pi_{д} = a \cdot \Pi_{о} \cdot I_{о}$	22445,1
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц	$I_{о}$	0,9
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб	$\Pi_{и} = \Pi_{д} \cdot (((1 - K_{\Pi}) \cdot I_{о}) / (1 - K_{\rho} \cdot \Pi))$	20097,315
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.	$С_{\text{тов}} = C_{д} + C_{\text{тр}} + C_{\text{пер}}$	
Себестоимость добычи, руб.	$C_{д}$	1728,27
Себестоимость транспортировки, руб.	$C_{\text{общруд}}$	0
Себестоимость переработки, руб.	$C_{\text{пер}}$	0
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$З_{уд} = Д / Б \cdot C_{\text{тов}}$	1719,63
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$\Pi_{р} = \Pi_{и} - З_{уд}$	18377,69

3.3 Основные показатели для камерной системы разработки с отработкой вкрест простирания рудного тела под защитным бетонным слоем в зависимости от угла падения рудного тела.

Таблица 38

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	128,0	129,0	127,4	134,4	128,4	125,4
Азимут заложения разрезного штрека, град	85,38	68,06	61,73	56,46	48,13	44,78
Длина разрезного штрека, м	170,5	171,2	170,0	175,2	170,7	168,6
Количество ортов в очистном блоке, шт	16	15	14	14	12	11
Балансовые запасы, тонн	1244160,0	1253880,0	1238328,0	1306368,0	1248048,0	1218888,0
Удельный расход ГПР, м ³ /тыс.т	27,7	27,5	27,8	26,4	27,6	28,3
Удельный расход НР, м ³ /тыс.т	17,5	17,5	17,5	17,5	17,5	17,4
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,978	0,974	0,973	0,967	0,958	0,943
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,998	0,979	0,978	0,974	0,964	0,955
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	1693,69	1719,60	1719,63	1716,06	1717,87	1707,56
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	18506,90	18398,37	18377,69	18257,33	18069,62	17770,11

4.1. Расчёт себестоимости для формирования защитного слоя, полученной для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК

В случае потребления энергии издержки калькулируются обособленно, расчет занесем в статью «Энергия на технологические цели».

Таблица 39 - *Статья «Энергия на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Вода					
Sandvic DD	120	599,0	71882,0	0,43	30909,3
Электроэнергия					
Sandvic DD	110	599,0	65891,9	2,4	158140,5
Сжатый воздух					
Ранцевый порционный зарядчик (РПЗ-0,6)	80	299,5	23960,7	0,6	14376,4
Итого					203426,2
Прочие не учтенные, 5 %					10171,3
Всего					213597,5

Ведущей статьёй калькуляции себестоимости процесса формирования защитного слоя является статья «Вспомогательные материалы».

Таблица 40 - *Статья «Вспомогательные материалы»*

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственными очистными работами					
Гранулит АС-8	2,10	42482,5	89213,25	50	4460662,5
Магистральный провод	0,70	42482,5	29737,75	10	297377,5
СИНВ	0,41	42482,5	17417,825	60	1045069,5
Аммонит №6ЖВ	0,60	42482,5	25489,5	50	1274475
Материалы расходуемые на 1м шпура					
Сталь буровая Sandvic DD	0,044	29950,8468	1317,837259	500	658918,6295
Коронки Sandvic DD	0,047	29950,8468	1407,689799	2000	2815379,599
Материалы расходуются на 1м ³					
Шины на ST-14	0,005	43156,8254	215,784127	50000	10789206,35
Шины на Sandvic DD	0,0025	43156,8254	107,8920635	20000	2157841,27
Ножи на ковш ST-14	0,004	43156,8254	172,6273016	1000	172627,3016
Закладка (М-60)	1	78594,3254	78594,3254	1000	78594325,4
Итого:					98833566,78
Прочие неучтенные 5%					4941678,339
Всего					103775245,1

Расчёт по статье «Топливо на технологические цели» проводим обособлено от расчёта «Энергия на технологические цели». В данном случае издержки

определяют исходя из времени работы оборудования, расхода топлива в единицу времени и цены за единицу топлива.

Таблица 41 - *Статья «Топливо на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
ГСМ					
Sandvic DD					
Диз. топливо	3	599,0	1797	55	98837,8
Масло	0,02	599,0	12,0	100	1198
ST-14					
Диз. топливо	16	1866,5	29863,8	55	1642509,9
Масло	0,08	1866,5	149,3	100	14931,9
Итого					1757477,6
Прочие не учтенные, 5 %					87873,9
Всего					1845351,5

Особое внимание стоит уделить статье «Основная заработная плата» в которой учтены все виды доплат, премии, районные коэффициенты и т.д.

Таблица 42 - *Статья «Основная заработная плата»*

Процессы	Норма времени,	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч (согласно разряду)	З/пл по тарифным ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа	чел.ч				
Доставка, погрузка	0,044	42420	1866,5	92,40	172463,5
Бурение	0,0200	29951	599,0	109,78	65760,1
Заряжание, взрывание	0,010	29951	299,5	92,40	27674,6
Закладочные работы	0,041	63130	2588,3	82,25	212890,1
Итого					478788
Прочие неучтенные, 5%					23939,4
Всего					502727,8
Сдельный приработок, %			10		502727,6
Доплата за работу ночью			20		10054555,2
Премия, %			30		15081832,7
Итого с доплатами					30666393
Районный коэффициент			1,8		
Северный коэффициент			1,8		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{\text{зн}}$					55199507,8

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска 66 дней, количества невыходов по болезни 2 дней, 23 рабочих дней в месяц, что означает 89 выходных дней в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет:

$$T_3 = 365 - T_{\text{отп}} - T_{\text{рн}} - T_{\text{в}} = 365 - 66 - 2 - 89 = 208 \text{ дней.} \quad (14)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы:

$$d = T_{\text{отп}} / T_3 = 66 / 208 = 0,32 \quad (15)$$

Дополнительная заработная плата:

$$Д_{зп} = Q_{зп} * d = 55199507,8 \cdot 0,32 = 17515228,4 \text{ руб.} \quad (16)$$

Расчёт амортизации оборудования показан в таблице 43.

Таблица 43

Статья «Амортизация оборудования»

Наименование оборудования	Годовая норма амортизации, %	Время работы оборудования, год	Норма отчислений, %	Стоимость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Sandvic DD	10	0,7	7,0	20000000	1399305,556
ST-14	10	0,7	7,0	18000000	1259375
Зарядчик РПЗ-0.6	10	0,7	7,0	150000	10494,79167
Итого					2669175,347
Прочие неучтённые 5%					133458,7674
ВСЕГО					2802634,115

Стоимость на проведение выработок указана в таблице 44.

Таблица 44 - **Стоимость на проведение горных выработок**

Стоимость выработок	Цена, руб
Разрезной орт/штрек, пройден по руде	1500
Рудоспуск проходка по породе	3000
Рудоспуск проходка по руде	2850
Подготовительные выработки пройденные по породе	2500
Подготовительные выработки пройденные по руде	2400
Капитальные выработки пройденные по породе	2700
Капитальные выработки пройденные по руде	2600

Расчёт затрат на проведение выработок указан в таблице 45.

Таблица 45 - *Затраты на выработки*

Выработки	Объем, м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:		
Вент-закладочный штрек	4800	12000000,0
Откаточный штрек	4200	11340000
Слоевой орт на вент-закладку	4890	12225000,0
Рудоспуск	180	528000
Заезды на вент-закладку	800	2000000,0
Итого ГПР		38093000,0
Нарезные работы:		
Разрезной орт	35437,5	53156250
Итого НР		53156250,0

Результаты вычислений всех статей сводятся в отдельную таблицу 46, которая называется «Калькуляция прямых затрат»

Таблица 46 - *Калькуляция прямых затрат*

Статья затрат	Всего:	
	руб.	%
1.Вспомогательные материалы	103775245,1	50
2.Энергия на технологические цели	213597,5	0,103
3.Топливо на технологические цели	1845351,5	0,9
4.Основная заработная плата $O_{зп}$	55199507,8	26,6
5.Дополнительная заработная плата $D_{зп}$	17515228,4	8,43
6.Единый социальный налог 36,5% от $O_{зп} + D_{зп}$	26540878,7	12,77
7.Амортизационные отчисления	2802634,115	1,3
Итого по собственно очистным работам	207892443	
Затраты на нарезные выработки	53156250	
Затраты на горно – подготовительные выработки	38093000	
Всего затрат на блок	299141693	
Себестоимость по процессу формирования защитного слоя	938,83	

4.2. Расчёт себестоимости, полученной для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК под защитным слоем.

Таблица 47 - *Статья «Вспомогательные материалы»*

Наименование материала	Норма расхода, ед/м ³	Объем работ	Суммарный расход	Цена руб/ед	Сумма расходов, руб.
Материалы расходуются на 1м ³ балансовых запасов, погашаемых собственными очистными работами					
Гранулит АС-8	2,50	188072,5	470181,25	50	23509062,5
Магистральный провод	1,00	188072,5	188072,5	10	1880725
СИНВ	0,65	188072,5	122247,125	60	7334827,5
Детонатор (ДПМ)	0,70	188072,5	131650,75	100	13165075
Материалы расходуемые на 1м шпура					
Сталь буровая Sandvic DL	0,063	84892,96968	5348,25709	1000	5348257,09
Коронки Sandvic DL	0,067	84892,96968	5687,828968	4000	22751315,87
Материалы расходуются на 1м ³					
Шины на ST-14	0,005	191057,7778	955,2888889	50000	47764444,44
Шины на Charmec	0,0005	191057,7778	95,52888889	20000	1910577,778
Шины на Sandvic DL	0,002	191057,7778	382,1155556	25000	9552888,889
Ножи на ковш ST-14	0,004	191057,7778	764,2311111	1000	764231,1111
Закладка (М-30)	1	226495,2778	226495,2778	815	184593651,4
Итого:					295857092,7
Прочие неучтенные 5%					14792854,63
Всего					310649947,3

В случае потребления энергии издержки калькулируются обособленно, расчет занесем в статью «Энергия на технологические цели».

Таблица 48 - *Статья «Энергия на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
Вода					
Sandvic DL	150	4329,5	649431,2	0,43	279255,4
Электроэнергия					
Sandvic DL	140	4329,5	606135,8	2,4	1454725,9
Итого					1733981,4
Прочие не учтенные, 5 %					86699,1
Всего					1820680,4

Расчёт по статье «Топливо на технологические цели» проводим обособлено от расчёта «Энергия на технологические цели». В данном случае издержки определяют исходя из времени работы оборудования, расхода топлива в единицу времени и цены за единицу топлива.

Таблица 49 - *Статья «Топливо на технологические цели»*

Потребители	Норма расхода, ед/ч	Время выполнения работ, ч	Суммарный расход	Цена, руб/ед	Сумма расходов, руб
ГСМ					
Sandvic DL					
Диз. топливо	4	4329,5	17318	55	952499,1
Масло	0,02	4329,5	86,6	100	8659
ST-14					
Диз. топливо	16	8196,1	131137,3	55	7212553,6
Масло	0,08	8196,1	655,7	100	65568,7
Charmec					
Диз. топливо	7	1697,9	11885,0	55	653675,9
Масло	0,04	1697,9	67,9	100	6791,4
Итого					8899747,7
Прочие не учтенные, 5 %					444987,4
Всего					9344735,1

Особое внимание стоит уделить статье «Основная заработная плата» в которой учтены все виды доплат, премии, районные коэффициенты и т.д.

Таблица 50 - *Статья «Основная заработная плата»*

Процессы	Норма времени,	Объем работ	Трудоемкость, чел.ч	Тарифная ставка, руб/ч (согласно разряду)	З/пл по тарифным ставкам, руб
Доплаты сверх тарифа	чел.ч				
Доставка, погрузка	0,044	186275	8196,1	92,40	757318,1
Бурение	0,0510	84893	4329,5	109,78	475297,1
Заряжание, взрывание	0,020	84893	1697,9	92,40	156882,2
Закладочные работы	0,036	223510	8046,4	82,25	661813,1
Итого					2051311
Прочие неучтенные, 5%					102565,5
Всего					2153876,0
Сдельный приработок, %			10		21538760,3
Доплата за работу ночью			20		43077520,6
Премия, %			30		64616280,8
Итого с доплатами					131386438
Районный коэффициент			1,8		
Северный коэффициент			1,8		
Всего по основной заработной плате с коэффициентами $Q_{\text{зн}}$					236495587,8

Дополнительная заработная плата определена для условий продолжительности отпуска 66 дней, количества невыходов по болезни 2 дней, 23 рабочих дней в месяц, что означает 89 выходных дней в год.

Эффективный фонд рабочего времени в таком случае составляет:

$$T_9 = 365 - T_{\text{отп}} - T_{\text{рн}} - T_{\text{в}} = 365 - 66 - 2 - 89 = 208 \text{ дней.} \quad (17)$$

Коэффициент дополнительной заработной платы:

$$d = T_{\text{отп}} / T_3 = 66/208 = 0,32 \quad (18)$$

Дополнительная заработная плата:

$$Д_{\text{зп}} = Q_{\text{зп}} * d = 236495587,8 \cdot 0,32 = 75041869,2 \text{ руб.} \quad (19)$$

Расчёт амортизации оборудования показан в таблице 51.

Таблица 51 - *Статья «Амортизация оборудования»*

Наименование оборудования	Годовая норма амортизации, %	Время работы оборудования, год	Норма отчисления, %	Стоимость оборудования, руб.	Сумма расходов, руб.
Sandvic DL	10	0,4	4,4	2500000	109288,1944
ST-14	10	0,4	4,4	18000000	786875
Charmec	10	0,4	4,4	17500000	765017,3611
Итого					1661180,556
Прочие неучтённые 5%					83059,02778
ВСЕГО					1744239,583

Стоимость на проведение выработок указана в таблице 52.

Таблица 52 - *Стоимость на проведение горных выработок*

Стоимость выработок	Цена, руб
Разрезной орт/штрек, пройден по руде	1500
Рудоспуск проходка по породе	3000
Рудоспуск проходка по руде	2850
Подготовительные выработки пройденные по породе	2500
Подготовительные выработки пройденные по руде	2400
Капитальные выработки пройденные по породе	2700
Капитальные выработки пройденные по руде	2600

Расчёт затрат на проведение выработок указан в таблице 53.

Таблица 53 - *Затраты на выработки*

Выработки	Объем, м ³	Сумма расходов, руб.
ГПР:		
Транспортный штрэк	4800	11520000,0
Слоевой орт на подсечке	4890	11736000,0
Заезды на подсечке	800	1920000,0
Итого ГПР		25176000,0
Нарезные работы:		
Разрезной орт	35437,5	53156250
Итого НР		53156250,0

Результаты вычислений всех статей сводятся в отдельную таблицу 54, которая называется «Калькуляция прямых затрат»

Таблица 54 - *Калькуляция прямых затрат*

Статья затрат	Всего:	
	руб.	%
1.Вспомогательные материалы	310649947,3	41
2.Энергия на технологические цели	1820680,4	0,243
3.Топливо на технологические цели	9344735,1	1,2
4.Основная заработная плата $O_{зп}$	236495587,8	31,6
5.Дополнительная заработная плата $D_{зп}$	75041869,2	10,02
6.Единый социальный налог 36,5% от $O_{зп} + D_{зп}$	113711171,8	15,19
7.Амортизационные отчисления	1744239,583	0,2
Итого по собственно очистным работам	748808231	
Затраты на нарезные выработки	53156250	
Затраты на горно – подготовительные выработки	25176000	
Всего затрат на блок	827140481	
Себестоимость	861,79	

Общая себестоимость по системе разработки:

$$C_{CP} = C_{ЗС} + C_{Д} = 938,83 + 861,79 = 1800,63 \text{ руб.}, \quad (20)$$

где $C_{ЗС}$ – себестоимость оформления защитного слоя, руб,

$C_{Д}$ – себестоимость добычи полезного ископаемого, руб.

Расчёт прибыли произведем с учетом потерь и разубоживания, результаты расчетов сводим в таблицу 55, разубоживание принимаем с учетом схем конфигурации камер с учетом расчета формирования защитного слоя.

Таблица 55 - *Расчёт потерь и разубоживания на почве выработок*

Показатели	Условные обозначения	Значение
Балансовые запасы, т	Б	1263600,0
Содержание в балансовых запасах, грамм/т	с	2550
Содержание полезного компонента в разубоживающих породах, грамм/т	в	0
Количество примешиваемых в руду вмещающих пород, т	В	30326
Количество потерь руды, т	$\Pi = Б \cdot K_{\Pi}$	68234
Коэффициент потерь, доли единиц	K_{Π}	0,054
Коэффициент разубоживания, доли единиц	K_{ρ}	0,024
Количество добытой руды, т	$Д = Б - \Pi + В$	1225692
Содержание полезного компонента в добытой руде, грамм/т	$a = c - K_{\rho} \cdot \Pi \cdot (c - в)$	2488,8000
Валовая ценность 1 тонны добытой руды, руб	$\Pi_d = a \cdot \Pi_o \cdot I_o$	22399,2
Коэффициент извлечения полезных компонентов при обогащении, доли единиц	I_o	0,9
Ценность конечной продукции, извлекаемой из 1 т погашаемых балансовых запасов, руб	$\Pi_{\text{и}} = \Pi_d \cdot ((1 - K_{\Pi}) \cdot I_o) / (1 - K_{\rho})$	19539,630
Суммарная себестоимость добычи, транспортирования и переработки 1 т руды, руб.	$\text{Стов} = \text{Сд} + \text{Стр} + \text{Спер}$	1800,63
Себестоимость добычи, руб.	Сд	1800,63
Себестоимость транспортировки, руб.	Собщруд	0
Себестоимость переработки, руб.	Спер	0
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	$\text{Зуд} = Д / Б \cdot \text{Стов}$	1746,61
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	$\text{Пр} = \Pi_{\text{и}} - \text{Зуд}$	17793,02

4.3. Основные показатели для камерной системы разработки, применяемой на рудниках Норильского ГМК под защитным бетонным слоем в зависимости от угла падения рудного тела.

Таблица 56

Показатель	Угол падения рудного тела, град					
	8°	10°	11°	12°	14°	15°
Длина блока, м	120	120	120	120	120	120
Ширина блока, м	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0	130,0
Азимут заложения разрезного штрека, град	90,00	90,00	90,00	90,00	90,00	90,00
Длина разрезного штрека, м	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0	105,0
Количество ортов в очистном блоке, шт	15	15	15	15	15	15
Балансовые запасы, тонн	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0	1263600,0
Удельный расход ГПР, м³/тыс.т	57,4	57,5	57,6	57,7	57,8	57,9
Удельный расход НР, м³/тыс.т	14,8	14,8	14,8	14,8	14,8	14,8
Коэффициент извлечения из недр, доли единиц	0,958	0,951	0,946	0,940	0,930	0,925
Коэффициент изменения качества, доли единиц	0,976	0,979	0,976	0,976	0,972	0,971
Себестоимость, отнесенная на 1 т погашенных балансовых запасов, руб.	1768,01	1750,13	1746,61	1735,89	1725,27	1718,17
Прибыль (убыток), отнесенная к 1 т погашаемых балансовых запасов, руб.	18019,48	17892,77	17793,02	17679,81	17483,88	17387,70